

UNIVERSIDADE FEDERAL DE SÃO CARLOS  
CENTRO DE CIÊNCIAS EXATAS E DE TECNOLOGIA  
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA QUÍMICA

**MARCOS AGUIRRE**

**RECUPERAÇÃO DE METAIS A PARTIR DA LAMA VERMELHA**

São Carlos  
2015

MARCOS AGUIRRE

**RECUPERAÇÃO DE METAIS A PARTIR DA LAMA VERMELHA**

Tese de Doutorado apresentada ao  
Curso de Engenharia Química da  
Universidade Federal de São  
Carlos como requisito para  
obtenção do título de Doutor em  
Engenharia Química

Orientador: Marco Guilietti  
Co Orientador: André Bernardo

São Carlos  
2015

**Ficha catalográfica elaborada pelo DePT da  
Biblioteca Comunitária/UFSCar**

A284rm Aguirre, Marcos.  
Recuperação de metais a partir da lama vermelha /  
Marcos Aguirre. -- São Carlos : UFSCar, 2015.  
126 f.

Tese (Doutorado) -- Universidade Federal de São Carlos,  
2015.

1. Engenharia química. 2. Lama vermelha. 3. Bauxita. 4.  
Ativação térmica. 5. Calcinação (Metalurgia). 6. Engenharia  
econômica. I. Título.

CDD: 660 (20ª)

MEMBROS DA BANCA EXAMINADORA DA DEFESA DE TESE DE MARCOS AGUIRRE  
APRESENTADA AO PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA QUÍMICA DA  
UNIVERSIDADE FEDERAL DE SÃO CARLOS, EM 25 DE AGOSTO DE 2015.

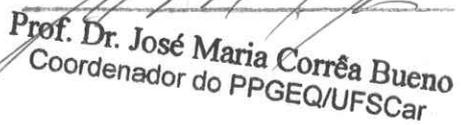
BANCA EXAMINADORA

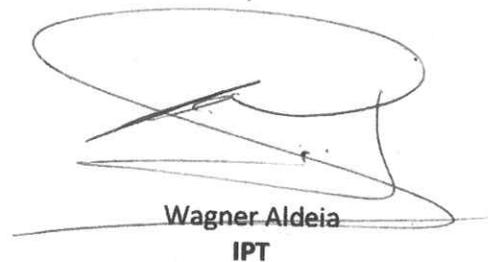
  
Marco Giuliatti  
Orientador, UFSCar

  
André Bernardo  
UFSCar

  
Everaldo Cesar da Costa Araujo  
UFSCar

CONFERE COM O  
DOCUMENTO ORIGINAL

  
Prof. Dr. José Maria Corrêa Bueno  
Coordenador do PPGEQ/UFSCar

  
Wagner Aldeia  
IPT

  
Alexandre Magno Barros de Freitas  
AiiA

## **DEDICATÓRIA**

Gostaria de dedicar esta tese ao meu pai e parceiro Samuel Aguirre Diaz, que participou de toda esta tese e a realização de todos experimentos. Sem ele jamais teria concluído este trabalho.

## **AGRADECIMENTOS**

Gostaria de agradecer ao professor Marco Giulietti pelo convite para desenvolver esta tese doutorado. Gostaria de agradecer também o professor Andre Bernardo pelas constantes sugestões e incentivo para realização desta tese.

As pessoas costumam dizer que a motivação não dura sempre. Bem, nem o efeito do banho, por isso recomenda-se diariamente.

*Zig Ziglar*

Existem três classes de pessoas que são infelizes: a que não sabe e não pergunta, a que sabe e não ensina e a que ensina e não faz.

*Buda*

## RESUMO

AGUIRRE, M. **Recuperação de metais a partir da lama vermelha**. 2015. 126 f. Tese (Doutorado em Engenharia Química) – Universidade Federal de São Carlos - UFSCar, São Carlos, 2015.

Este documento descreve um processo integrado para a recuperação de alumínio, ferro, titânio, sódio e sílica numa sequência de tratamento hidrometalúrgico da lama vermelha. A eliminação de lama vermelha, que é a maior resíduo produzido pela indústria de alumínio, provoca consideráveis problemas ambientais e impactos custa muito. Este trabalho apresenta uma proposta para lidar com eles. Em primeiro lugar, a lama vermelha é submetida a calcinação no intervalo de 500-600 ° C (ativação térmica), para modificar a estrutura de metais presentes na lama vermelha, o que facilita o ataque com ácido sulfúrico. Em seguida, a lama vermelha é misturada com ácido sulfúrico, e levada à calcinação com ácido sulfúrico, a 250-300 ° C (calcinação ácida). Após a digestão, os sulfatos de metal no bolo são dissolvidos por lixiviação com água, e separados da sílica por filtração. São apresentados dois métodos para recuperação dos metais que foram lixiviados, sendo que a segunda alternativa, apresentada é avaliada economicamente. A sílica é separada por filtração, e todos os metais da solução lixiviada, são separados por processos hidrometalúrgicos, na forma dos seus respectivos óxidos, apresentam grande pureza, sendo facilmente comercializáveis.

**Palavras-chave:** Lama vermelha. Bauxita. Ativação térmica. Calcinação ácida. Engenharia econômica.

## ABSTRACT

AGUIRRE, M. **Título em inglês:** Reclamation of metals from red mud. 2015. 126 p. Tese (Doctorate in Chemical Engineering) – Universidade Federal de São Carlos - UFSCar, São Carlos, 2015.

This paper describes an integrated process for recovering aluminum, iron, titanium, sodium and silica from red mud through a hydrometallurgical treatment sequence. The disposal of red mud, which is the largest waste produced by the aluminum industry, causes considerable environmental problems, and impacts costs greatly. This work presents a proposal to deal with it. Firstly, red mud is subjected to calcination at the 500-600°C range (thermal activation) so as to modify the structure of the metals present in red mud and make the attack with sulfuric acid easier. Next, the red mud is mixed with sulfuric acid and calcinated at 250-300 °C (acid calcination). After digestion, the metal sulfates in the cake are dissolved by leaching with water and separated from the silica by filtration . Two routes to recuperate the leached metals are presented here, and the second one is analyzed economically. In this second method, silica is separated by filtration and all other metals in the leached solution are precipitated through a hydrometallurgical process in the form of their oxides. The remaining products present high purity level, thus being more easily marketed.

**Keywords:** Red mud. Bauxite. Sulfuric baking. Thermal activation. Environmental.

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1 — Evolução cronológica e esquemas dos métodos de produção de alumina	21
Figura 2 — Fluxograma e esquema do Processo Bayer	21
Figura 3 — Lagoa de lama vermelha: [A] Ajka, 160 km a oeste de Budapeste, Hungria; B) Ouro Preto, MG, Brasil	23
Figura 4 — Micrografia da Lama Vermelha obtida por MEV: A) 5.000X; B) 10.000X	27
Figura 5 — The La Coipa unidade de secagem no Chile	29
Figura 6 — Cooreia transportadora unidade de secagem de LV, La Coipa, Chile	30
Figura 7 — DESCARGA DO ESPESADOR. A) Kidd Creek, Canada B) Mt Keith, Western	30
Figura 8 — Deposição no rio, Jaba River, Bougainville Island, Papua New Guinea	31
Figura 9 — Os efeitos do vazamento de lama vermelha.	32
Figura 10 — Os impactos ambientais do vazamento de lama vermelha.	32
Figura 11 — Tentativas de resgate	33
Figura 12 — O cotidiano dos moradores pós-contaminação	33
Figura 13 — Forno de calcinação	37
Figura 14 — Forno rotatório	38
Figura 15 — Forno vertical	39
Figura 16 — Forno de leito fluidizado	39
Figura 17 — Alto-forno	40
Figura 18 — Briquetes	40
Figura 19 — Metal sinterizado	41
Figura 20 — <i>Pellets</i>	41
Figura 21 — Esquema de um forno de arco elétrico	43
Figura 22 — Forno de arco elétrico	43
Figura 23 — Etapas básicas de um processo hidrometalúrgico	46
Figura 24 — Planta de lixiviação	48
Figura 25 — Diagrama simplificado do processo de lixiviação sob pressão	49
Figura 26 — Eletrobenefício de cobre	53
Figura 27 — Eletrobenefício de Al através do Processo Hall-Herout	54
Figura 28 — Célula eletrolítica	55
Figura 29 — Cátodos de Cu refinados em uma célula eletrolítica	55
Figura 30 — Fluxo de bens, serviços e recursos em uma economia simples	56
Figura 31 — Fluxo de caixa	63
Figura 32 — Fluxo de caixa	64
Figura 33 — Fluxo de caixa	65
Figura 34 — Série uniforme	66
Figura 35 — Série	67
Figura 36 — Fluxo de caixa	68
Figura 37 — Fluxo de caixa	69
Figura 38 — Fluxo de caixa	70
Figura 39 — Fluxo de caixa	71
Figura 40 — Protótipos	87
Figura 41 — Composição base seca da lama vermelha, porcentagens expressa em peso	96

Figura 42 — Difração de Raio X –Votarantim-antes da calcinação	97
Figura 43 — Difração de raio X-Votarantim-após calcinação	98
Figura 44 — ATD da lama vermelha	98
Figura 45 — Efeito da temperatura	101
Figura 46 — Efeito da temperatura na calcinação ácida	103
Figura 47 — Efeito do excesso de ácido sulfúrico	104
Figura 48 — Efeito do tempo na calcinação ácida	104
Figura 49 — Comparativo tratamento térmico	105
Figura 50 — Comparativo calcinação ácida	105
Figura 51 — Comparativo lixiviação	106
Figura 52 — Esquema do processo de aluminato de sódio	107
Figura 53 — Alúmen de amônia	108
Figura 54 — Fluxo de caixa	118

## LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1 — Composição da lama vermelha	25
Gráfico 2 — X-ray diffraction pattern of red mud	25
Gráfico 3 — Solubilidade teórica para determinados hidróxidos metálicos em função do pH da solução. A zona compreendida entre as retas corresponde à região de solubilidade	51
Gráfico 4 — Solubility of some metal sulfides and hydroxides as function of pH	51
Gráfico 5 — Curva da oferta e demanda	57

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 — Estimativa da geração de lama vermelha a partir da produção de alumina no Brasil	23
Tabela 2 — Parâmetros de consumo da alumina	24
Tabela 3 — Composição mineral da LV calculada pelo método RIR	26
Tabela 4 — Comparison of hydro- and pyrometallurgy	45
Tabela 5 — Montantes compostos	62
Tabela 6 — Valores presentes do montante	63
Tabela 7 — Modelo de planilha	83
Tabela 8 — Legenda	114
Tabela 9 — Metodologia de estimativa de custo baseada em custo de equipamento	115
Tabela 10 — Custo dos equipamentos	116
Tabela 11 — Estimativa de custo da planta de processamento de lama vermelha para 1 ton (base seca)	117

## SUMÁRIO

<b>1 INTRODUÇÃO</b>	15
<b>1.1 Organização do trabalho</b>	18
<b>1.2 Objetivos</b>	18
<i>1.2.1 Objetivos específicos</i>	19
<b>2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA</b>	20
<b>2.1 Produção de alumínio</b>	20
<b>2.2 Lama vermelha</b>	23
<i>2.2.1 Características e propriedades físico-químicas</i>	24
<i>2.2.2 Deságue da lama vermelha</i>	27
<i>2.2.3 Métodos de disposição final</i>	28
<i>2.2.4 Problemas na disposição da lama vermelha</i>	31
<i>2.2.5 Alternativas de aplicação</i>	36
<b>2.3 Processo de obtenção de metais</b>	36
<i>2.3.1 Secagem e calcinação</i>	37
<i>2.3.2 Calcinação de sulfetos</i>	37
<i>2.3.3 Aglomeração</i>	39
<i>2.3.4 Redução dos óxidos metálicos</i>	41
<i>2.3.5 Refinação</i>	44
<i>2.3.6 Hidrometalurgia</i>	44
<i>2.3.7 Lixiviação</i>	48
<i>2.3.8 Lixiviação ácida sob pressão</i>	49
<i>2.3.9 Precipitação química</i>	49
<i>2.3.10 Intercâmbio iônico</i>	52
<i>2.3.11 Extração com solventes</i>	52
<i>2.3.11 Eletrometalurgia</i>	53
<i>2.3.12 Eletrobenefício</i>	53
<i>2.3.13 Eletrorrefinado</i>	54
<b>2.4 Conceitos básicos de engenharia econômica</b>	55
<i>2.4.1 Eficiência técnica</i>	58
<i>2.4.2 Eficiência econômica</i>	59
<i>2.4.3 Elementos que compõem os custos</i>	60
<i>2.4.4 Fórmulas de juros e suas aplicações</i>	61
<i>2.4.5 O valor temporal do dinheiro</i>	62

2.4.6	<i>Fórmulas de juros</i>	64
2.4.7	<i>Pagamento único do montante composto</i>	64
2.4.8	<i>Pagamento único do montante composto presente</i>	65
2.4.9	<i>Série uniforme de montante composto</i>	65
2.4.10	<i>Taxa efetiva de juros</i>	66
2.4.11	<i>Bases para comparação de alternativas</i>	66
2.4.12	<i>Comparativa de alternativas: método de valor atual</i>	67
2.4.13	<i>Diagrama de fluxo de caixa dominado por receitas</i>	67
2.4.14	<i>Diagrama de fluxo de caixa dominado por custos</i>	68
2.4.15	<i>Comparativa de alternativas: método de valor futuro</i>	69
2.4.16	<i>Diagrama de fluxo de caixa dominado por receitas</i>	69
2.4.17	<i>Diagrama de fluxo de caixa dominado por custos</i>	70
2.4.18	<i>Comparativa de alternativas: método de taxa de retorno</i>	70
<b>2.5</b>	<b>Conceitos básicos de engenharia de investimentos</b>	71
<b>2.6</b>	<b>Escalonamento (Scale-Up)</b>	83
<b>2.7</b>	<b>Plantas piloto</b>	84
<b>3</b>	<b>PROCESSO PARA A RECUPERAÇÃO DE METAIS DA LAMA VERMELHA</b>	92
<b>4</b>	<b>MÉTODOS E MATERIAIS</b>	96
<b>4.1</b>	<b>Materiais</b>	96
<b>4.2</b>	<b>Tratamento térmico, calcinação ácida (sulfuric acid baking) e lixiviação</b>	97
<b>5</b>	<b>DISCUSSÃO DOS RESULTADOS</b>	101
<b>5.1</b>	<b>Tratamento térmico</b>	101
5.1.1	<i>Calcinação e lixiviação</i>	102
5.1.2	<i>Efeito da temperatura na calcinação ácida</i>	102
<b>5.2.2</b>	<b>O efeito do excesso de ácido sulfúrico na calcinação ácida</b>	103
<b>5.2.3</b>	<b>O efeito do tempo na calcinação ácida</b>	104
<b>5.2</b>	<b>Separação de materiais</b>	106
<b>5.3</b>	<b>Discussão</b>	108
<b>6</b>	<b>PLANTA DE RECUPERAÇÃO DOS METAIS A PARTIR DO RED MUD. AVALIAÇÃO ECONÔMICA</b>	111
<b>6.1</b>	<b>Engenharia básica</b>	111
<b>6.2</b>	<b>Estimativa de custo</b>	112
6.2.1	<i>Estimativa de custo baseado em preços de equipamentos</i>	115
<b>6.3</b>	<b>Engenharia econômica e avaliação do investimento</b>	117
6.3.1	<i>Modificação do processo</i>	118

<b>7 CONCLUSÃO</b>	119
<b>REFERÊNCIAS</b>	121
ANEXO I-Balanco de massa/energia da planta piloto-Mathcad	122
ANEXO II-Custos variáveis da planta piloto-panilha de Excel	123
ANEXO III-Fluxograma de processo	124

## 1 INTRODUÇÃO

A partir do século XIX, o período posterior à Revolução Industrial foi marcado por um grande salto do desenvolvimento econômico. Conseqüentemente, o vínculo da economia mundial em relação às indústrias cresceu exponencialmente. Seja para desenvolver ou manter o ritmo da produção, vários setores dependem diretamente da exploração de minérios.

O alumínio é o segundo metal mais produzido no mundo, com 38 milhões de toneladas, atrás apenas do ferro, seguido do cobre (DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL, 2009); além disso, possui propriedades que muito interessam os consumidores, como sua alta resistência à oxidação, capacidade de reciclagem sem perder suas propriedades físico-químicas e a facilidade para ser trabalhado. Por isso, é o metal não ferroso de maior consumo no mercado metalúrgico.

A bauxita é uma rocha constituída essencialmente por hidróxidos de alumínio e algumas impurezas, como o óxido de ferro, sílica, dióxido de titânio, entre outros com menor proporção. Ela é utilizada principalmente em indústrias químicas, metalúrgicas, de abrasivos e cimentos.

Para sustentar a demanda do mercado industrial, é necessária a obtenção de um alumínio de qualidade ( $Al_2O_3$ ), sendo assim, a produção da alumina (estado primário do alumínio) depende do refinamento da bauxita através de duas etapas: os processos Bayer e, em seguida, Hall-Herout.

De acordo com os dados do Departamento Nacional de Produção de Mineral (DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL, 2009), são necessárias aproximadamente 5 toneladas de bauxita (submetidas à reação de 0,4 tonelada de soda cáustica) para gerar 2 toneladas de alumina. Esta, quando submetida ao processo de redução eletrolítica para eliminar oxigênio, gasta em média 13.000 kW/t e produz apenas 1 tonelada de alumínio metálico (DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL, 2009).

Enquanto isso, a produção de volume residual nessa reação é muito alta. A quantidade de lama vermelha às vezes chega ao dobro da quantidade de alumina produzida. Por exemplo: para cada tonelada de alumina produzida, há uma variação entre 0,3 e 2,5 toneladas de lama vermelha geradas nesse processo, e a cada ano, são produzidas cerca de 90 milhões de toneladas desse resíduo no mundo (DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL, 2009). Os componentes da lama vermelha são insolúveis, de baixa granulometria (partículas muito finas) e possuem um pH altamente alcalino (10 a 13).

As reservas mundiais de bauxita somam, em média, 34 bilhões de toneladas, sendo que 10% desse total (3,4 bilhões) são encontradas apenas no Brasil, ocupando assim o terceiro lugar de maiores do mundo. Quase 90% das reservas brasileiras estão localizadas nos estados do Pará e Amazonas, exploradas por empresas como a Companhia Vale, cujo abastecimento é focado principalmente para a metalurgia (DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL, 2009).

Apesar disso, estudos relacionados à produção de lama vermelha ainda são escassos no Brasil. Mesmo no contexto mundial, as pesquisas ainda são confusas e contraditórias no que se diz respeito à toxicidade desse resíduo.

De acordo com a Environmental Protection Agency (EPA), o produto residual do processamento do alumínio não apresenta elementos tóxicos ou radioativos. Todavia, os rejeitos retêm grandes níveis de ferro, cálcio, sódio, titânio, e sílica (variedades dependentes dos tipos ou origens da bauxita), e por isso, são capazes de provocar sérios danos ao meio ambiente, sobretudo por serem gerados em tantas toneladas pelo mundo.

Devido às suas características de pH extremamente alcalino; capacidade de troca iônica e altas concentrações de cálcio e hidróxido de sódio, cresceu a preocupação em torno das consequências do descarte não-planejado da lama vermelha. Riscos como contaminação de solo, dos corpos d'água na superfície e dos lençóis freáticos podem ser evitadas por meio de armazenamento em locais adequados. A área de disposição final necessária é de 100 a 200 acres em média. Os custos para as empresas são altos, principalmente por causa da necessidade de impermeabilização da área, feita normalmente através de membranas plásticas ou da aplicação de camada de material impermeável (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007).

Catástrofes ecológicas ocorridas a partir dos anos de 1960 colocaram em pauta a necessidade de melhores planejamentos para a indústria química mundial. Exemplos disso são o incêndio ocorrido na Suíça, em 1986: produtos tóxicos resultados pela combustão não poluíram apenas a atmosfera; essa água contaminada utilizada para tentar conter o fogo atingiu a nascente do rio e matou todos os seres vivos que habitavam a região do Alto Reno.

No Brasil, o cenário não foi muito diferente. Em 2003, no município de Cataguases, MG, a barragem de um dos reservatórios da Indústria Cataguases Ltda. rompeu-se, liberando no rio Pomba cerca de um bilhão e quatrocentos milhões de produtos químicos residuais, além de substâncias cancerígenas e que poderiam tornar as áreas ribeirinhas inférteis. Essa contaminação chegou até o Rio Paraíba do Sul, fazendo com que o acidente afetasse três estados, deixasse 600 mil pessoas sem água e causasse a morte de espécies

vegetais e animais. São fatores como esses que preocupam, ao mesmo tempo, as empresas que exploram os minérios e os setores de fiscalização ambiental. Por isso, a busca de soluções paliativas que resolvam esses problemas envolvem a reciclagem e reaproveitamento dos materiais de rejeito.

No caso da lama vermelha, as aplicações de reuso que garantiriam um retorno de lucro para a empresa incluem:

- Aplicação na produção de cerâmica;
- Captura de CO<sub>2</sub>;
- Purificação de água de resíduos têxteis;
- Utilização de cargas em aterros para recuperação de solos;
- Neutralização de solos;
- Produção de pigmentos;
- Produção de materiais para construção civil;

Contudo, essas aplicações propostas ainda não se mostram viáveis devido à elevada quantidade de resíduo produzida e o pequeno consumo nos processos.

As alternativas mais viáveis e interessantes são aquelas que vêm tentando dissolver os metais presentes na lama sulfúrica, utilizando ácido sulfúrico em alta temperatura (aproximadamente 300°C), que são chamadas na literatura de *sulfuric baking* (KIM; PARK; MISHRA, 2009). No entanto, mesmo essas alternativas alcançam 85-90% do total de extração de metais, o que não permite a aplicação desses processos numa escala industrial. O problema é a qualidade da sílica obtida nesses procedimentos, que contém ainda altas teores de metais na mesma, que não permite a sua comercialização.

Apesar disso, há a possibilidade de se obter taxas de extração de metais mais altas utilizando ácido sulfúrico em temperaturas que variam entre 90-95°C, porém a quantidade do ácido necessária para realizar o procedimento torna muito difícil sua implementação.

O presente trabalho estuda a possibilidade de utilização da técnica chamada *sulfuric acid baking* (KIM; PARK; MISHRA, 2009), comumente utilizada para a recuperação de metais de catalisadores.

Todavia, antes de se aplicar o método de *sulfuric acid baking* (que será chamada neste tese de calcinação ácida), considera-se a possibilidade de realizar uma ativação térmica da lama vermelha. Os resultados mostram que, quando submetida a uma calcinação na faixa de 500-600°C (chamada nesta tese de ativação térmica), a lama vermelha é muito

mais reativa ao ataque do ácido sulfúrico que em condições normais. Esse resíduo é composto por vários minerais que perdem massa quando calcinados a diferentes temperaturas, como a sodalita, boemita, caulinita e a goethita e sofrem um rearranjo molecular (MERCURY, 2010). Portanto a técnica aqui apresentada, consiste primeiramente de submeter a lama vermelha à ativação térmica, posteriormente a lama vermelha será submetida a uma calcinação ácida à 300 °C. Finalmente a lama vermelha será submetida a uma lixiviação a 95 °C, onde numa posterior filtração a sílica será separada da solução lixiviada onde estão presentes os metais extraídos (Al, Fe, Ti e Na). Na presente tese são apresentadas duas opções para a separação dos metais contidos na solução lixiviada obtida (Figuras 52 e 53).

Esta tese ainda apresenta um capítulo devotado à conceitos da engenharia econômica e avaliação da engenharia de investimentos. Estes conceitos permitiram que fosse avaliada economicamente a alternativa apresentada na Figura 53, além foi desenvolvido, a alternativa de custo de uma planta piloto para processar 1 ton de lama vermelha (1 ton/hora) na base seca. A tese apresenta ainda um capítulo, devotado aos conceitos escalonamento (Scale-up), que foi útil no dimensionamento da planta piloto anteriormente mencionada.

O objetivo principal desta tese, é desenvolver as sequências de operações de ativação térmica, calcinação ácida e lixiviação que são mostradas no anexo III, que está descrito no item 5.3 (Discussão).

## **1.1 Organização do trabalho**

O trabalho está dividido em cinco partes principais: a primeira apresenta uma breve introdução para contextualização sobre o tema do trabalho. A segunda etapa realiza uma revisão bibliográfica, retomando os conceitos de lama vermelha, os processos de tratamento de resíduos e suas aplicações nas empresas. A terceira etapa consiste na apresentação dos procedimentos experimentais com a descrição e justificativa das técnicas de caracterização adotadas. Na sequência, é desenvolvido o projeto de uma planta piloto de processamento de lama vermelha, além de ser apresentado um estudo econômico–financeiro da viabilidade deste projeto, da alternativa apresentada na Figura 53. A finalização do trabalho compreende as conclusões e propostas de aplicação para o futuro.

## **1.2 Objetivos**

A proposta deste trabalho é o estudo da geração da lama vermelha, assim como

suas propriedades e características; os métodos de disposição final utilizados pela indústria de alumínio e os problemas ambientais provenientes de uma disposição e armazenamentos inadequados.

Além disso, este estudo pretende avaliar o potencial econômico de processos que envolvam o reaproveitamento/ reciclagem do metais contidos na lama vermelha; assim como os resultados de aplicações alternativas que produzam retorno econômico para as indústrias

### *1.2.1 Objetivos específicos*

- Analisar a geração e o processamento da lama vermelha;
- Buscar alternativas para reprocessamento dos metais (Al,Fe,Ti,Si,Ca e Na) ,contidos na lama vermelha;
- Analisar economicamente as alternativas propostas para reprocessamento de metais, contidos na lama vermelha;
- Analisar os impactos ambientais das alternativas propostas para reprocessamento dos metais, contidos na lama vermelha.

## 2 REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

### 2.1 Produção de alumínio

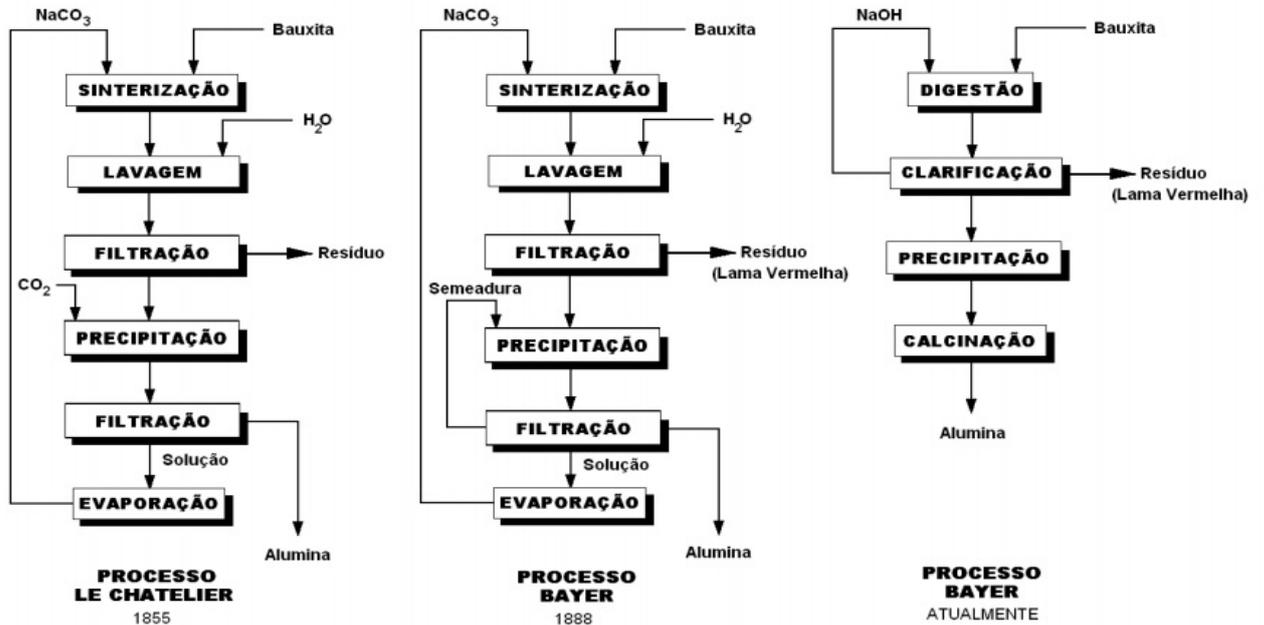
A produção da alumina, matéria-prima importante para diversos segmentos industriais, depende do refinamento da bauxita. Em 1855, utilizava-se o processo de Le Chatelier para beneficiar o minério. Aquecia-se uma mistura composta de bauxita e  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  a  $1200^\circ\text{C}$  para que se formassem os aluminatos. Os processos de lavagem e filtração eram aplicados apenas para separar o resíduo da solução rica em hidróxidos (precipitados em  $\text{Al}(\text{OH})_3$  pela ação do  $\text{CO}_2$ , em seguida, a solução era filtrada novamente e dividida em duas partes: a alumina (o produto final desejado,  $\text{Al}(\text{OH})_3$  que ainda precisaria sofrer processos de limpeza e secagem; e uma solução alcalina.

Para substituir o processo Le Chatelier, em 1888:

[...] Karl Josef Bayer desenvolveu e patenteou o processo hoje internacionalmente conhecido como “Processo Bayer” (Hind et al., 1999). O processo Bayer representa um marco na história da metalurgia, sendo considerado [...] marco do nascimento da hidrometalurgia moderna (Habashi, 2005). [...] Esse método consiste no aquecimento da bauxita com  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  a  $1200^\circ\text{C}$ , remoção dos aluminatos formados com água, precipitação do  $\text{Al}(\text{OH})_3$  através da ação do  $\text{CO}_2$  e, finalmente, o  $\text{Al}(\text{OH})_3$  formado é filtrado, seco e limpo. (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007, p. 322).

Esse procedimento passou a ser adotado a partir do momento em que se comprovou sua capacidade de reduzir eficientemente o custo da produção de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , mantendo sua prática até os dias de hoje. A mudança mais significativa nesse processo foi a substituição do  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  pelo  $\text{NaOH}$ , assim como a utilização de pressão enquanto ocorre o processo de digestão. A evolução cronológica desses métodos são apresentados na Figura 1:

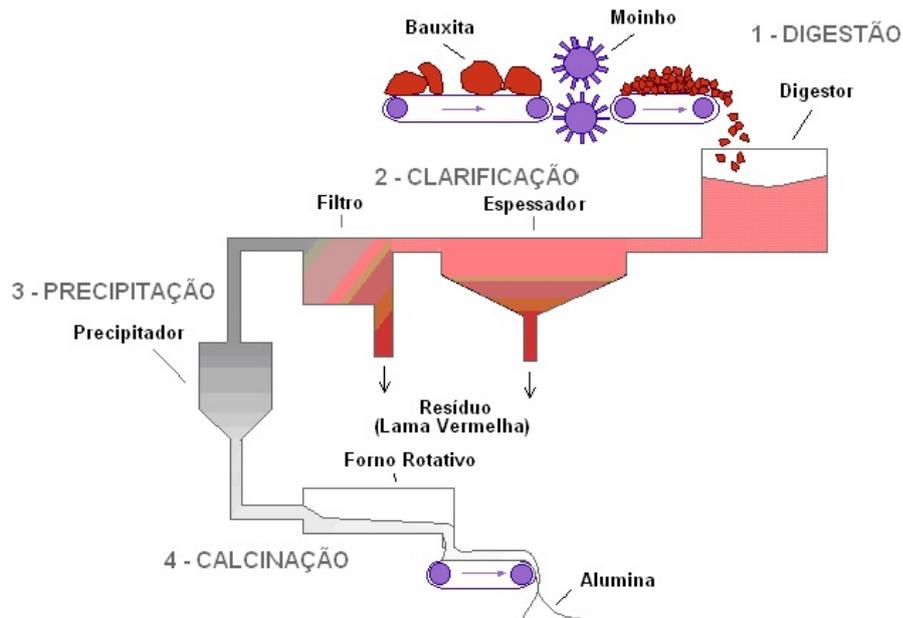
Figura 1 – Evolução cronológica e esquemas dos métodos de produção de alumina



Fonte: Habashi (2005).

De início, esse processo foi criado para atender indústrias têxteis que utilizavam o  $\text{Al}_2\text{O}_3$  como fixador de tingimentos para o algodão. A partir do momento em que o Processo Bayer foi associado ao processo Hall-Heroult, em que se efetuava a eletrólise para produzir o alumínio metálico, foi possível ganhar lugar de destaque dentro da metalurgia. Aspectos gerais do processo de Bayer podem ser observados na Figura 2:

Figura 2 – Fluxograma e esquema do Processo Bayer

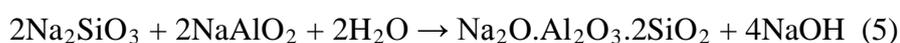


Fonte: Silva Filho, Alves e Da Motta (2007).

Nota-se que esse processo inclui quatro etapas principais: digestão, clarificação, precipitação e calcinação. A bauxita é retirada da jazida e então estocada na

fábrica, onde ocorre o primeiro procedimento básico de limpeza e separação de rochas e vegetais, ou impurezas desse porte. Encaminha-se, então, o produto para o moinho de martelos em uma esteira, e nesse percurso, ele é submetido a eletroímãs que retiram outros metais indesejados ou inúteis.

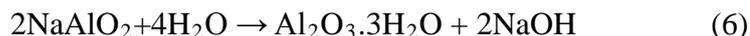
- Digestão: pode ou não englobar a moagem da bauxita, no entanto, ela facilitaria o ataque da soda cáustica na alumina, já que aumenta a área de ação. Nesse moinho, o minério recebe uma carga do componente alcalino (NaOH) e forma uma pasta com grande concentração de sólidos. Esta é autoclavada e recebe mais doses de NaOH, sob o efeito de temperaturas e pressão (variam de acordo com as propriedades de cada *batch* de bauxita) (GÓIS; LIMA; MELO, 2003). Nessas condições, grande parte da alumina é dissolvida e forma uma espécie de líquido verde, uma solução rica em hidróxidos solúveis, representada nas seguintes reações (HIND; BHARGAVA; GROCOTT, 1999):



- Clarificação: um dos mais importantes estágios, para separar as fases sólidas e líquidas obtidas até então, envolvendo processos de sedimentação/espessamento e filtração. No espessamento, decanta-se o resíduo proveniente da digestão, logo depois encaminhado para unidades de lavadores. Com isso, o resíduo é adensado, aumenta seu teor de sólidos e recupera maiores quantidades de NaOH.

A lama vermelha, quando separada do líquido verde rico em hidróxidos de alumínio, é bombeada para áreas de deposição (lagos artificiais de resíduo). Essa medida permite que o material possa ser reutilizado, através da sedimentação da fração sólida, e o sobrenadante alcalino é bombeado de volta à refinaria (HIND; BHARGAVA; GROCOTT, 1999).

- Precipitação: além do esfriamento do licor verde, o hidróxido de alumínio (alumina tri-hidratada) é precipitado através de estimulação pela adição de cristais de gibsita, representada pela operação reversa à digestão (GÓIS et al., 2003):



- Calcinação: etapa final em que a alumina é submetida, a lavagem para retirada de qualquer resíduo do licor (ou da soda cáustica), em seguida é seca. Posteriormente, calcina-se a alumina a aproximadamente 1000°C, para que os cristais se desidratem e formem novos, apenas de alumina (brancos e arenosos).

## 2.2 Lama vermelha

Parágrafo citando Figura 3:

Figura 3 — Lagoa de lama vermelha: [A] Ajka, 160 km a oeste de Budapeste, Hungria; B) Ouro Preto, MG, Brasil.



Fonte: Silva Filho, Alves e Da Motta (2007).

A lama vermelha é o resíduo formado durante a etapa de clarificação da bauxita através do Processo Bayer, considerada tóxica pelo elevado pH, e principalmente, pelos volumes excessivamente grandes gerados no processo de refinamento. A Tabela 1 e Tabela 2 mostram dados da produção:

Tabela 1 — Estimativa da geração de lama vermelha a partir da produção de alumina no Brasil

Ano	Alumina(10 <sup>6</sup> ton)	Lama vermelha (10 <sup>6</sup> ton) 0,3 ton LV/ton de alumina	Lama vermelha (10 <sup>6</sup> ton) 2,5 ton LV/ton de alumina
1999	3,515	1,055	8,788
2000	3,754	1,126	9,385
2001	3,520	1,056	8,800
2002	3,962	1,189	9,905
2003	4,000	1,200	10,000
2006	6,665	1,999	16,662

Fonte: Silva Filho, Alves e Da Motta (2007).

Explicando a Tabela 1, podemos notar, que esta tabela trata-se de uma inferência, pois as companhias de alumínio não divulgam suas gerações de lama vermelha. Portanto é impossível saber com certeza a quantidade de lama vermelha no Brasil, o mesmo pode ser afirmado a nível mundial. A Tabela 2 também trata-se de uma inferência pois a indústria de alumínio não divulga os seus dados produtivos.

Tabela 2 — Parâmetros de consumo da alumina

<b>Bauxita</b>	<b>1,85 a 3,4 t/t</b>
<b>Cal</b>	<b>10 a 50 kg/t</b>
<b>Soda cáustica</b>	<b>40 a 140 kg/t</b>
<b>Vapor</b>	<b>1,5 a 4,0 t/t</b>
<b>Óleo combustível (calcinação)</b>	<b>80 a 130 kg/t</b>
<b>Floculante sintético</b>	<b>100 a 1000 g/t</b>
<b>Energia elétrica</b>	<b>150 a 400 kw/t</b>
<b>Produtividade (Homem hora/t)</b>	<b>0,5 a 3,0 Hh/t</b>
<b>Água</b>	<b>0,5 a 2,0 m<sup>3</sup>/t</b>

Fonte: Associação Brasileira do Alumínio – ABAL (2007)

Fonte: Departamento Nacional de Produção Mineral (2009).

Esses fatores fazem com que esses materiais produzidos sejam (obrigatoriamente) armazenados em enormes barragens, isoladas do meio ambiente, que causam o custo alto para as empresas gerenciarem (DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL, 2009).

Tanto a indústria do alumínio, quanto aquelas que dependem desse metal possuem grande interesse no aprimoramento de processos industriais que possibilitem o consumo, senão total, minimamente satisfatório desse resíduo final do refinamento da bauxita. Dessa forma, eliminar-se-ia a preocupação com a poluição do meio ambiente e os custos dispendiosos para manter a lama armazenada, já que significa capital parado para as empresas (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007).

### *2.2.1 Características e propriedades físico-químicas*

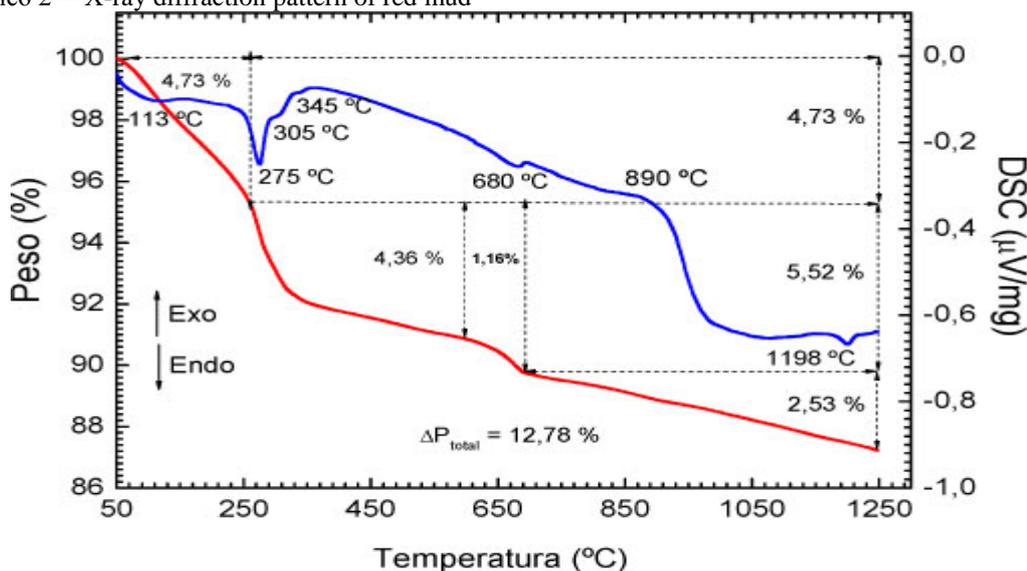
A composição química da lama vermelha depende diretamente de qual ambiente natural a bauxita foi retirada, assim como de quais maneiras ou técnicas o processo de Bayer foi empregado. Generaliza-se que a lama vermelha brasileira concentraria elementos como o ferro, titânio e silício da bauxita original, além do alumínio não extraído durante o refino, o Gráfico 1 reporta a variações da bauxita no Brasil:

Gráfico 1 — Composição da lama vermelha

Óxido	Conteúdo (%)
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	20 a 95
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0 a 25
TiO <sub>2</sub>	0 a 6
SiO <sub>2</sub>	0 a 20
Perda ao fogo	0 a 6

Fonte: Autor.

Gráfico 2 — X-ray diffraction pattern of red mud



**Figura 4:** Curvas de TG/DSC da Lama Vermelha a 5 °Cmin<sup>-1</sup>.

Fonte: Mercury et al. (2010).

Como pode ser observado na Gráfico 2, o material apresenta três perdas de massas bem definidas que correspondem a:

- 4,73 % entre 50-260 °C, podendo ser atribuída à perda de água adsorvida as partículas e a decomposição da gibbsita.
- 5,52 % no intervalo entre 260-691°C, que pode estar associada à decomposição da goethita com formação de hematita; e à descarbonatação da calcita (superposição de efeitos).
- 2,53 % entre 692 a 1250 °C, que deve corresponder à decomposição da chantalita e à perda de espécies voláteis retidas no interior da estrutura da soldalita.

A curva de DSC confirma o comportamento observado por TG, com uma melhor definição e separação dos efeitos térmicos que aparecem na amostra. Observa-se uma banda a 113 °C que está associada à evaporação de água adsorvida à superfície das partículas. Em seguida, observam-se cinco efeitos endotérmicos:

- a) A 275 °C em consequência da decomposição da gibbsita com a formação de uma alumina de transição ( $\chi$ -Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) ou criptocristalina [42]. Considerando os resultados obtidos por [46], sugere-se que o caminho de reação até a completa formação de coríndon ( $\alpha$ -Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) seja o seguinte: Gibbsita  $\rightarrow$   $\chi$ -Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>  $\rightarrow$   $\kappa$ -Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>  $\rightarrow$   $\alpha$ -Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ;
- b) Dois picos endotérmicos de pouca intensidade entre 305 e 345 °C, que estão associados à decomposição de goethita para a formação de hematita [47];
- c) A 680 °C, que está associado à decomposição da calcita [48-49];
- d) A 1198 °C, o qual pode estar associado à decomposição da soldalita [49] ou à fusão de silicatos presentes no material [50].

É importante destacar que a mudança observada na linha de base da curva DSC a 890°C indica mudanças de energia no sistema reacional, podendo estar associada à mudança de condutividade térmica da amostra (MERCURY et al., 2010). A composição da lama vermelha, bem como a sua estrutura é apresentada na tabela 3

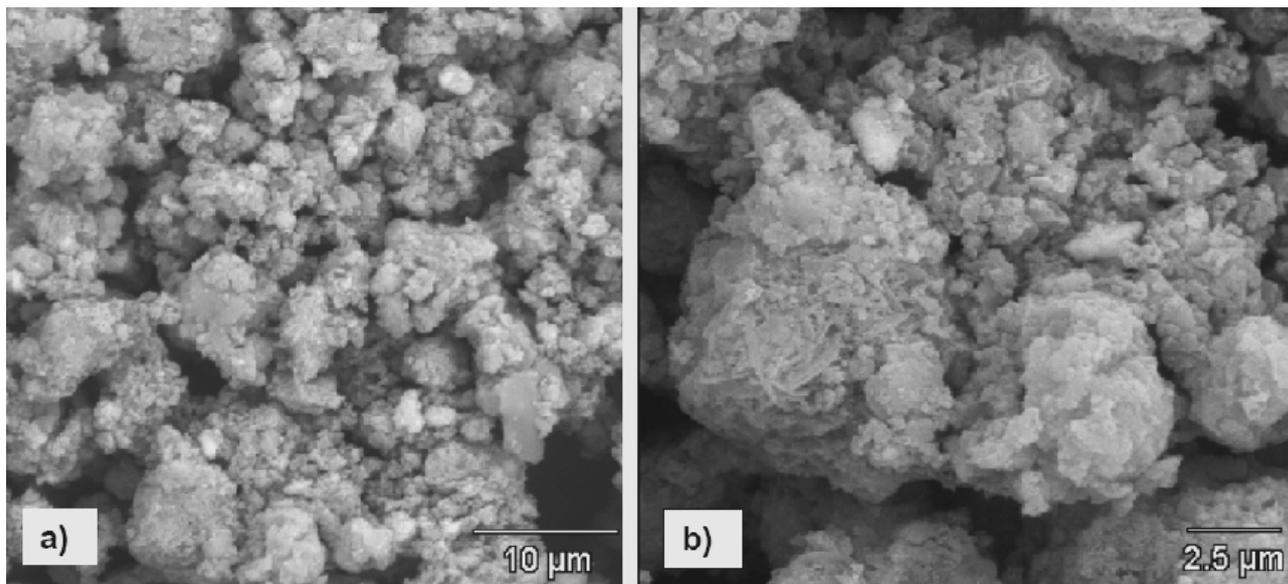
Tabela 3 — Composição mineral da LV calculada pelo método RIR

Fase mineral	% em peso
Hematita (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	24,80
Sodalita (Na <sub>8</sub> (Cl,OH) <sub>2</sub> (Al <sub>6</sub> Si <sub>6</sub> O <sub>24</sub> ))	16,80
Chantalita (CaAl <sub>2</sub> (OH) <sub>4</sub> SiO <sub>4</sub> )	16,80
Caulinita (Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (OH) <sub>4</sub> )	5,90
Gibbsita (Al(OH) <sub>3</sub> )	11,90
Goethita (FeOOH)	10,90
Anatásio	5,00
Halita (NaCl)	5,00
Calcita (CaCO <sub>3</sub> )	2,90
Total	100,00

Fonte: Mercury et al. (2010).

Quanto à morfologia das partículas de lama vermelha, ao observar o material com ampliação de 5000X em um microscópio eletrônico de varredura, percebe-se que é constituído por partículas extremamente finas, com formas arredondadas e aglomerados de partículas com tamanhos inferiores a 10 µm:

Figura 4 — Micrografia da Lama Vermelha obtida por MEV: A) 5.000X; B) 10.000X



Fonte: Mercury et al. (2010).

### 2.2.2 Deságue da lama vermelha

Para recuperar o restante da soda cáustica (NaOH) que ainda ficaram presentes na lama vermelha, utiliza-se o método do deságue. Ele também possibilita que a quantidade do material encaminhado para descarte seja reduzido.

O primeiro processo de deságue que se tem registro foi através do uso de espessadores, cuja aplicação foi amplamente praticada nos anos de 1950 e 1960. A eficiência desses produtos na concentração dos sólidos pode chegar em 20 a 30%.

Posteriormente, a utilização de filtros rotatórios a vácuos ganhou espaço e se estabeleceu como a etapa final para o deságue do conteúdo residual antes que chegasse à disposição final. A eficiência desses filtros alcança valores entre 40 e 50% de teor de sólidos, garantida principalmente pela filtrabilidade que a lama vermelha apresenta na refinaria (NUNN, 1998).

Recentemente, espessadores de melhor desempenho foram desenvolvidos. Mediante a adição de floculantes, essa técnica alcança taxas de concentração de sólidos mais elevadas que as anteriores, chegando a níveis de eficiência entre 28 e 55%. Outra tecnologia que apresenta resultados satisfatórios são os filtros hiperbáricos, que em escala piloto, atingiram taxas de 70 a 80% de teor de sólidos. No entanto, não há registros de estudos ou materiais publicados sobre utilização desses filtros em escala real, provavelmente causado por dificuldades operacionais (NUNN, 1998).

Os fatores econômicos essenciais para aplicação de tecnologias de deságue são

a eficiência da recuperação de NaOH diretamente proporcional ao consumo de energia – mas o seu custo se deve, também, a localidade em que reside a indústria. Enquanto os filtros hiperbáricos apresentaram menor perda de NaOH, os espessadores de alta performance necessitam de menos mão de obra e capital (HIND; BHARGAVA; GROCOTT, 1999).

Além disso, outros fatores devem ser considerados para decidir qual o melhor método de deságue, como a manutenção de uma boa imagem para a empresa, assim como o afastamento dos riscos de multas pelos órgãos de fiscalização ambiental.

### *2.2.3 Métodos de disposição final*

Esses materiais residuais são uma mescla do solo que continha o mineral de interesse, assim como das rochas que passaram pelo processo de moagem. A depender do processo de extração que sofreu, também pode conter substâncias químicas adicionais, como a soda cáustica, necessária para o refinamento da alumina (DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL, 2009).

Os métodos mais convencionais para disposição das lamas – também conhecidos como métodos úmidos – envolvem grandes quantidades de água de processo, ela segue junto com o material sólido para a disposição. No caso da lama vermelha, os métodos úmidos melhor aplicáveis envolvem a construção de grandes diques ou represas, onde a lama vermelha é depositada com baixo teor de sólidos (VICK, 1983).

Nesse local de disposição, ocorre a separação de fases, em que o material sólido precipita, sedimentando-se, e logo em seguida surge um sobrenadante alcalino. Essa ação é simples e não representa muitos custos no orçamento, já que a sedimentação da fase sólida é natural, além desse sobrenadante ser recirculado para a fábrica (HIND; BHARGAVA; GROCOTT, 1999).

No entanto, o potencial de contaminação e de impacto sobre o meio ambiente é extremamente alto e preocupante:

Devido à alta alcalinidade apresentada, a LV pode ser classificada, segundo a norma NBR 10.004/2004 da Associação Brasileira de Normas Técnicas (ABNT), como resíduo Classe I – perigoso (alta corrosividade e reatividade), de modo que sua manipulação inadequada pode acarretar uma série de problemas ambientais. (MERCURY et al., 2010, p. 446).

A área necessária para construir a represa de disposição final equivale a, aproximadamente, 100 a 200 acres. Os custos para essa construção, na verdade, são altos, pois é necessário impermeabilizar toda a área antes de depositar os resíduos ali. Esse processo de

impermeabilização é feito através de membranas plásticas ou de aplicação de camadas de outros materiais, para evitar que os componentes residuais penetrem no solo, ou atinjam os lençóis freáticos (NUNN, 1998).

Outra característica complicada é a vida útil dessa área, que normalmente se limita entre 4 a 7 anos. A reabilitação desse terreno é um processo lento e mais difícil. Riscos de rompimento dos muros de contenção do dique também estão presentes, preocupando toda a população vizinha dessas áreas de refino de minérios.

Atualmente, os métodos secos ou semi-secos costumam a ser utilizados mais frequentemente. Com o avanço das técnicas de deságue dos resíduos, os métodos secos fornecem a opção de essa lama ser disposta com um elevado teor de sólidos, obtendo uma textura pastosa como resultado.

Entre esses métodos secos, o mais recorrente a se utilizar na lama vermelha é o *dry-stacking*:

Figura 5 — The La Coipa unidade de secagem no Chile



Fonte: Tailings.info/(Courtesy Anglo American/Debswana).

O *dry-stacking* consiste na disposição progressiva do resíduo: divide-se a área de disposição em leitos de secagem, descarrega-se a lama ali até que se atinja determinada altura, passando a seguir para o leito de secagem livre e assim por diante. Quando todos os leitos de secagem estiverem ocupados, o ciclo se repete. Deposita-se nova camada de lama vermelha no leito de secagem inicial. O *dry-stacking* permite a diminuição da umidade através da evaporação e da drenagem. (BOGGER; DAVID; SOFRA, 2002).

Figura 6 — Cooreia transportadora unidade de secagem de LV, La Coipa, Chile



Fonte: Tailings.info/(Courtesy Anglo American/Debswana).

Uma variação do “dry-stacking” é a secagem solar. Nessa técnica, as aplicações são indicadas para áreas onde a taxa de evaporação for elevada. Para garantir resultados mais satisfatórios, a secagem solar utiliza leitos de secagem com baixas profundidades (aproximadamente 100mm), dessa forma, facilitando a evaporação (BOGGER; DAVID; SOFRA, 2002).

A disposição de rejeitos espessados (Thickened tailing disposal) também é utilizada. Nesse método, a lama vermelha é disposta no centro da área de disposição, de modo que se forme um monte cônico. Essa geometria em formato cônico dispensa a necessidade de barreiras físicas ou diques, refletindo em uma estabilidade nesse depósito e, conseqüentemente, facilitando a reintegração dessa área de disposição futuramente ao meio ambiente (BOGGER; DAVID; SOFRA, 2002).

Figura 7 — DESCARGA DO ESPESSADOR. A) Kidd Creek, Canada B) Mt Keith, Western



Fonte: Tailings.info/J. Engels.

É usual que esses resíduos (como a lama vermelha) sejam transportados por meio de bombeamento. Nas indústrias, é comum que a lama vermelha seja bombardeada por distâncias de 3 a 6 km até seus locais finais de disposição. Ela é classificada como fluido não-newtoniano, pela suspensão de materiais minerais com elevada concentração; além disso, é fortemente tixotrópica e pseudoplástica. Por conseguinte, é necessário considerar

características da lama vermelha, como sua viscosidade e o total da distância para ser percorrida. Por isso, para resíduos muito espessos, prefere-se utilizar tratores e vagões durante o transporte (VICK, 1983; BOGGER; DAVID; SOFRA, 2002).

Antigamente, utilizava-se um método de disposição conhecido como “offshore disposal”, em que se lançava a lama vermelha em um corpo hídrico receptor, seja um rio ou oceano. Esse procedimento foi praticamente abandonado, utilizado ainda apenas por países que não possuem área suficiente para outras formas de disposição.

Figura 8 — Deposição no rio, Jaba River, Bougainville Island, Papua New Guinea



Fonte: Tailings.info/(Courtesy Geoff Pickup).

#### 2.2.4 Problemas na disposição da lama vermelha

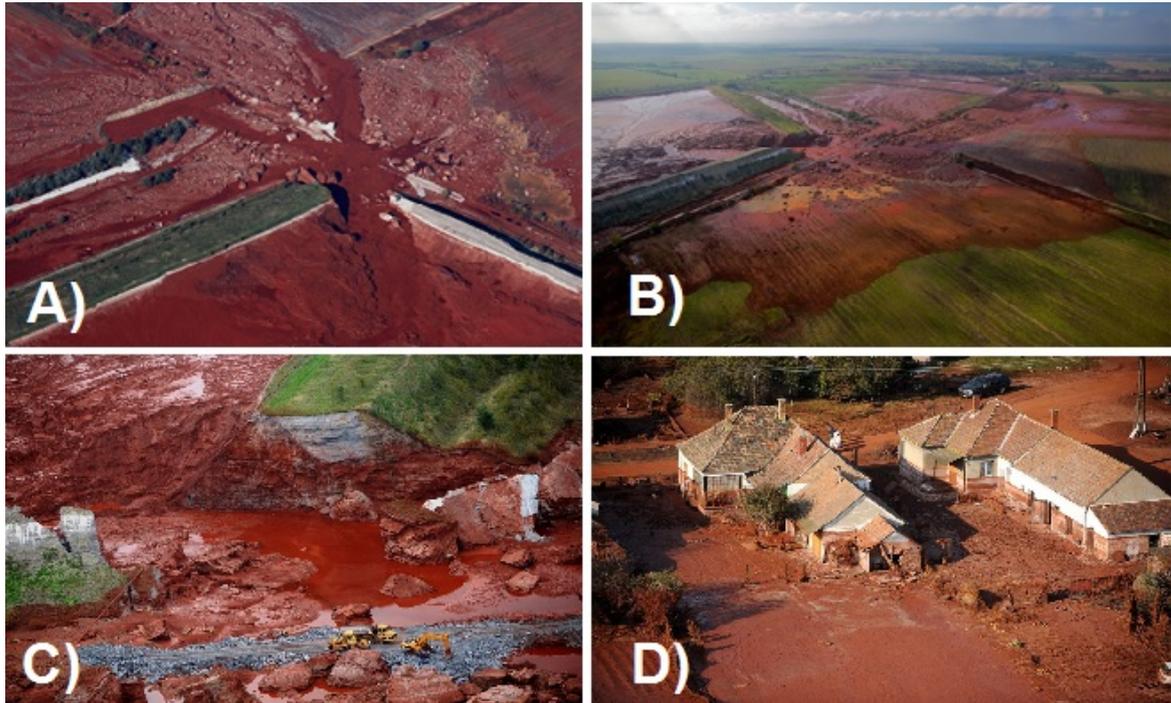
Antigamente, a lama vermelha era descartada em rios e mares, como qualquer outro rejeito industrial, causando problemas com (DE JESUS et al., 2004):

- Contaminação da água de superfície e subterrânea por NaOH, alumínio, ferro, além de outros agentes químicos;
- Contato direto com a vegetação, animais e seres humanos;
- O vento carrega o pó dos depósitos de lama vermelha seca, causando nuvens de poeira alcalina.

Casos de acidentes ambientais provocados pela má disposição de lama vermelha são encontrados em vários países.

Em outubro de 2010, ocorreu na cidade de Ajka (Hungria, próximo a Budapeste) o rompimento da barreira do reservatório destinado à disposição de lama vermelha, causando vazamento desse resíduo por várias cidades e vilas que se localizam nas proximidades.

Figura 9 — Os efeitos do vazamento de lama vermelha.



A) The damaged reservoir near an alumina plant. B) An aerial view of the broken dyke of a reservoir containing red mud of an alumina factory, near Ajka, Hungary, four days after the dike broke. C) Excavators working at the broken dyke. D) Kolontar village covered by toxic red mud. Fonte: Reuters/Laszlo Balogh, 2010.

Figura 10 — Os impactos ambientais do vazamento de lama vermelha.



A) A dog is covered with mud in Devecser, Hungary. B) A grain field is flooded by toxic mud outside the village of Kolontar. C) The backyard of a house which had been inundated by a flood of toxic red sludge. D) Rabbit killed due to leakage of red mud. Fonte: Reuters/Laszlo Balogh, 2010.

Figura 11 — Tentativas de resgate



A) Hungarian soldier wearing a chemical protection gear walks through a street flooded by toxic in the town of Devecser, Hungary. B) Reuters photographer Bernadett Szabo walks amid red toxic sludge. Fonte: AP Photo/Bela Szandelszky (2010).

Figura 12 — O cotidiano dos moradores pós-contaminação



A) Janos Fuchs in Kolontar, going through the rubble of his mother's home. B) 80-year-old Jozsef Bors trying to clean his house. C) Shopkeeper Margint Kunos cleans red sludge from her store in the town of Devecser. D) Tunde Erdelyi, rescuing her cat from the wreckage of her home. Fonte: AP Photo/Bela Szandelszky (2010).

No Brasil, por exemplo, em Barcarena (PA) ocorreu o vazamento de lama vermelha nas nascentes do rio Murucupi, em 2003. Durante todo o percurso das águas (da nascente à foz) percebeu-se mudança na tonalidade, inclusive aumento de alumínio e sódio, causando a contaminação do aquífero que abastecia a população local (RONDON, 2004).

Em 2004, na cidade de São Paulo (SP) houve um vazamento de aproximadamente 900.000 litros de lama vermelha que atingiu o córrego do Bugre, o rio Varzão e o Pirajibu, pertencentes à bacia do rio Sorocaba. A qualidade da água foi totalmente alterada, tornando-se imprópria para o consumo humano, além de causar a mortandade de peixes e danos à vegetação (FERNANDEZ, 2005).

Na Jamaica, a falta de técnicas para disposição adequada causou a contaminação de cerca de 200 milhões de m<sup>3</sup> de águas subterrâneas, assim como das águas superficiais, ofensivas à saúde devido ao elevado pH. A população local já apresentava uma pré-disposição genética para a hipertensão, agravada pelos níveis de sódio presentes na água subterrânea contaminada (DE JESUS et al., 2004).

#### *2.2.5 Alternativas de aplicação*

Os custos econômicos e os riscos ambientais da disposição da lama vermelha alteraram a mentalidade industrial, que sempre considerou esse resíduo como inaproveitável. Dessa forma, companhias e pesquisadores passaram a buscar novas alternativas que fossem seguras, possibilitassem a redução do volume de resíduo e reduzissem os gastos industriais (HIND; BHARGAVA; GROCOTT, 1999).

Dentro da área de construção civil, a lama vermelha pode contribuir para várias serventias. Fábricas como a Kaiser Aluminium & Chemical Company utilizam esse resíduo como material para pavimentações e recobrir aterros. Há também utilização como insumo na produção de cimento. Na indústria cerâmica, foi sugerido o uso da lama vermelha na produção de revestimentos cerâmicos (porcelanas, vítricos e eletroporcelanas), assim como na confecção de tijolos, telhas ou isolantes (NUNN, 1998).

Outros destinos possíveis para a lama vermelha encontram-se no tratamento de superfícies, como na proteção do aço contra corrosão ou no aprimoramento de características termoplásticas de polímeros. Na área da agricultura, o resíduo pode ser utilizado para corrigir solos ácidos (já que possui um alto teor alcalino), enriquecer os solos que se encontram pobres em ferro, aumentar a capacidade do solo de reter fósforo, além de imobilizar metais pesados contaminantes (DE SOUZA et al., 2001).

Nas indústrias químicas, a lama vermelha costuma ser usada de acordo com sua característica catalisadora em várias reações, como a remoção do enxofre em querosene; na hidrogenação do antraceno; na degradação dos compostos orgânicos voláteis, de organoclorados, do cloreto de polivinila (PVC) em óleos combustíveis (DE SOUZA, 2000).

No tratamento de esgotos domésticos – seja na remoção de fósforo e formas de nitrogênio, quanto a de vírus e bactérias – a lama vermelha é utilizada, para adsorver e clarificar o chorume, reduzindo a carga orgânica em 56,67%~60% (NUNN, 1998).

Alguns produtos que tiveram seu desenvolvimento a partir da lama vermelha para tratamento de matrizes ambientais ganharam denominações comerciais e patentes: a Kaiser Aluminium & Chemical Company criaram um adsorvente chamado *Cajunite*®; a Virotec International Ltd. (companhia australiana) desenvolveu um adsorvente a partir da lama vermelha neutralizada com água do mar, patenteado como *Basecon*®; a Alcoa em conjunto com o Departamento de Agricultura do Oeste da Austrália criaram o *Alkaloam*®, destinado ao uso agrícola (HIND; BHARGAVA; GROCOTT, 1999).

No Brasil, algumas linhas de pesquisa buscam alternativas técnicas e economicamente viáveis para a indústria brasileira aplicar. Os principais projetos são:

- Tratamento de efluentes oleosos: Tem por objetivo desenvolver um processo de tratamento, em nível de polimento de efluentes oleosos, tais como águas de produção e efluentes de laminação, através de adsorção em lama vermelha. Objetivo final desta linha de pesquisa é desenvolver um reator para a adsorção de hidrocarbonetos, metais pesados e outros elementos indesejáveis, tais como o enxofre, em um leito de lama vermelha (RODRIGUEZ, 2003).
- Tratamento de efluentes têxteis: Estuda o desenvolvimento de um reator para a remoção de corantes presentes em efluentes de industriais têxteis. Estudos realizados até o momento apresentaram uma remoção de 70 % em média do corante remazol black B (SILVA FILHO et al., 2005).
- Processos de oxidação avançada, reagente Fenton e catalise heterogênea: Pretende investigar as possibilidades de utilização da lama vermelha em processos oxidativos avançados (POAs), como fonte de íons de ferro e de  $TiO_2$ . Esses processos de tratamento são considerados como métodos promissores para a remediação de solos e águas residuárias contendo poluentes orgânicos não-biodegradáveis (RODRIGUEZ, 2003). Dentre os POAs de interesse para a pesquisa estão o reagente Fenton e processos

heterogêneos envolvendo  $\text{TiO}_2$ . (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA 2007, p. 332).

### 2.3 Processo de obtenção de metais

Na antiguidade, os processos metalúrgicos foram se desenvolvendo através de técnicas de tentativa e erro, já que as inovações nos processos muitas vezes eram o resultado de acidentes, ou outras vezes, de uma imaginação engenhosa. Por exemplo, ao redor de 4000 a.C., quando o homem aprendeu a produzir cobre e bronze mediante a fusão de minérios de cobre e estanho, utilizando como combustível o carvão. Hoje em dia, os processos utilizados para obter os metais distintos desenvolveram-se largamente enquanto a tecnologia continua se ampliando (GUPTA; MUKHERJE, 1990).

Na última etapa dos processos metalúrgicos, podem ser classificados como:

- Pirometalúrgicos: secagem e calcinação, além da torrefação de minérios de sulfetos, a aglomeração e sinterização de minérios de óxidos e sulfetos, o tratamento dos gases em torrefação, a redução dos óxidos metálicos e a refinação do metal obtido.
- Hidrometalurgia: lixiviação, intercâmbio iônico e extração por solventes.
- Eletrometalúrgicos: eletrobenéfico e eletrorrefinação.

#### 2.3.1 Secagem e calcinação

A secagem é um processo em que se elimina a água contida em substâncias como minérios, por evaporação. A calcinação, ao contrário, elimina-se água, dióxido de carbono  $\text{CO}_2$  e outros gases, os quais se encontram enlaçados quimicamente na forma de hidratos ou carbonatos, por exemplo

Em um minério comum carbonato de ferro, os carbonatos ali contidos se decompõem da seguinte maneira, em presença de oxigênio:

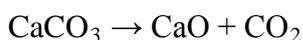
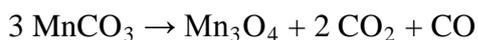


Figura 13 — Forno de calcinação



Fonte: O autor desta tese

Para carbonatos de manganês e de cálcio, ocorrem as reações de decomposição da seguinte maneira:



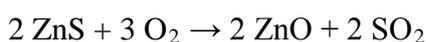
A calcinação, assim como a secagem, são processos endotérmicos, pelo qual deve submeter calor a uma temperatura relativamente elevada, dependendo do minério processado (GUISE; CASTRO; 1998).

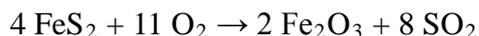
Depois de efetua a calcinação, obtém-se geralmente óxidos metálicos e o minério se encontra pronto para sua redução posterior. Nos fornos de calcinação, distinguem-se três zonas:

- Zona de pré-aquecimento: aqui, a carga sólida pré-aquece a contracorrente com gases quentes do forno.
- Zona de reação: neste lugar se dá a decomposição dos hidratos ou carbonatos.
- Zona de enfrentamento: aqui, ocorre o esfriamento dos produtos de calcinação, com ar em contracorrente.

### 2.3.2 Calcinação de sulfetos

A calcinação é a oxidação dos sulfetos metálicos para produção de óxidos metálicos e dióxido de enxofre, exemplos típicos como:





Os minérios de cobre, zinco e chumbo tipicamente torrefam para seu posterior tratamento de redução. O dióxido de enxofre, por exemplo, é um subproduto do processo de torrefação (MOSKALYK; ALFANTAZI, 2002).

A maior parte do ácido sulfúrico é obtido por um processo em que o dióxido de enxofre, proveniente da torrefação de sulfetos, reage com mais oxigênio, utilizando óxido de vanádio como catalizador (SIST; DEMOPOULOS, 2003), para formar trióxido de enxofre.

O trióxido de enxofre é um gás que se combina com a água para obter ácido sulfúrico líquido mediante a reação:

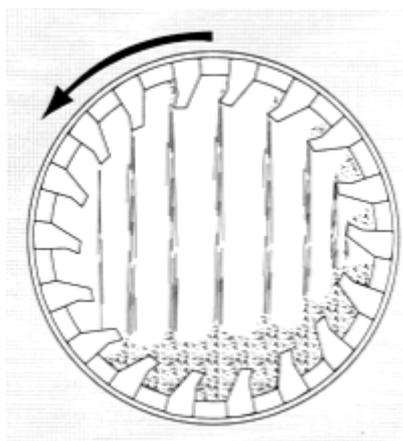


Em muitos países industrializados, são produzidos milhões de toneladas de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  todo ano. Este ácido é utilizado na produção de fertilizantes, papel, detergentes, tintas, plásticos, pinturas e na indústria de ferro, aço e do petróleo (BELL; WELCH; BENNETT, 1995).

Em geral, a torrefação é um processo fortemente exotérmico e se realiza de diversas formas, entre elas:

- Por combustão de um aglomerado de minérios.
- No forno plano de recuperação, manualmente ou mecanicamente.
- Em forno cilíndrico ou rotatório, ligeiramente inclinado, de modo que a carga entra com um extremo, avança lentamente através do forno e sai pelo outro extremo.

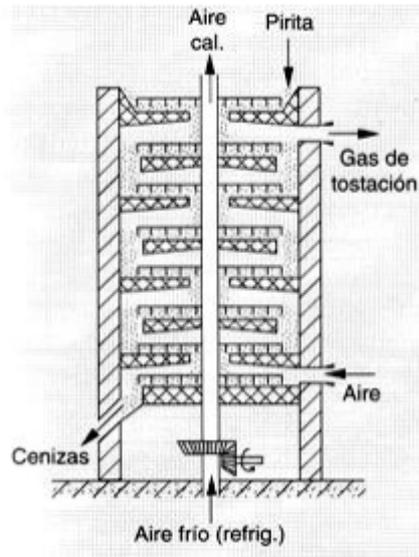
Figura 14 — Forno rotatório



Fonte: O autor desta tese

- Por um forno vertical, com estantes ou pisos múltiplos, onde o minério adentra pela estante de cima, gradualmente é elevada a temperatura à medida que se desce o minério e passa através de cada um dos pisos sucessivos.

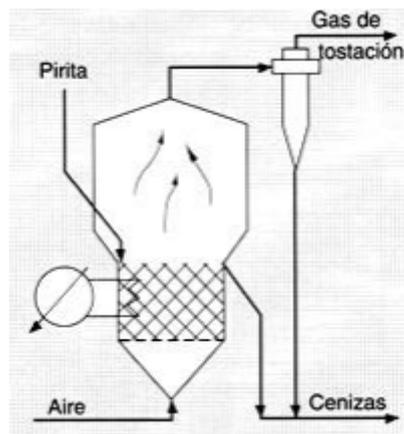
Figura 15 — Forno vertical



Fonte:O autor desta tese

- Em um forno de cama ou leito fluidizado, impulsionando o ar através de uma fina camada de minérios sobre uma grade em movimento.

Figura 16 — Forno de leito fluidizado



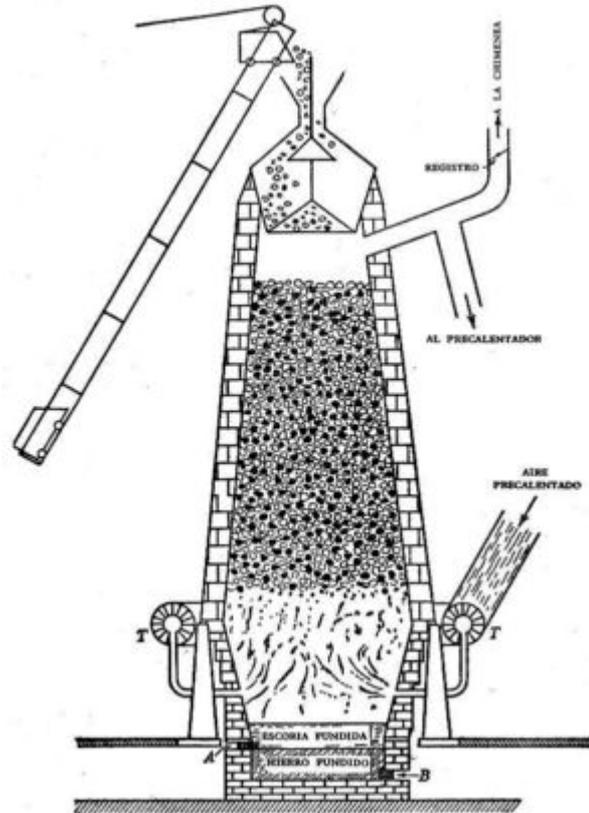
Fonte:O autor desta tese

### 2.3.3 Aglomeração

Por aglomeração se entendem os processos em que os materiais de granulometria fina, por exemplo, os concentrados de minérios, são transformados em torrões mais grossos. A aglomeração é utilizada particularmente se o minério será fundido dentro de

um alto-forno (ou forno de cuba), em que o material fino obstruiria a passagem do gás (HALIKIA, 1991).

Figura 17 — Alto-forno



Fonte: O autor desta tese

A aglomeração pode ser dos seguintes tipos:

- Briquetagem: a compactação à temperatura ambiente, com um aglutinante mineral inorgânico (geralmente cal, cimento, argila ou sais de metais) ou orgânico (petróleo). Em seguida, submetidos a aquecimento em um forno de sinterização para ligar as partículas em contato, mas deixando o aglomerado formado altamente poroso (FLEET, 2005).

Figura 18 — Briquetes



Fonte: O autor desta tese

- Sinterização: é a aglomeração de partículas finas e soltas em uma massa compacta e porosa, mediante fusão originada pelo calor produzido por combustão no mesmo minério (FLEET, 2005).

Figura 19 — Metal sinterizado



Fonte:O autor desta tese

- Peletização: é realizada em duas etapas, primeiro são formados aglomerados esféricos com minério úmido de 10 a 20mm por retalhamento e adição de água em um tambor giratório e, posteriormente, endurecem os aglomerados por o subsequente tratamento térmico em um alto-forno (FLEET, 2005).

Figura 20 — *Pellets*



Fonte:O autor desta tese

- Nodulação: o mineral se transforma em nódulos em um forno giratório pelo balanço da carga quente em uma temperatura próxima à de fusão (FLEET, 2005).

### 2.3.4 Redução dos óxidos metálicos

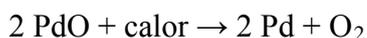
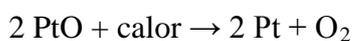
Um numeroso grupo de metais é produzido a partir de óxidos, como o exemplo do ferro, cromo, manganês, estanho, etc. Em outros casos, por exemplo, para o chumbo e zinco, os minérios dos sulfetos são torrefados primeiro para produzirem óxidos, posteriormente, esses óxidos são reduzidos para a produção de metal (GUPTA; MUKHERJEE,1990).

Existem diversos métodos de redução, entre eles se encontram:

- Redução por decomposição térmica: somente os óxidos de metais mais nobres podem se converter em metal mediante uma simples decomposição térmica. Esse é o caso do óxido de prata, o qual em temperaturas superiores a 200°C e em atmosferas inertes se decompõe da seguinte maneira (GUAN; HAN, 1997):



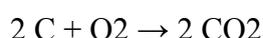
- De maneira semelhante, o PtO se decompõe ao redor dos 500°C, e o PdO pelos 900°C, mediante as respectivas reações:



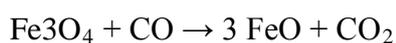
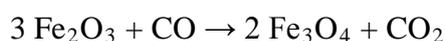
- Redução por meio de um agente redutor: todos os demais óxidos metálicos se decompõem por meio de um agente redutor, este pode ser carbono, monóxido de carbono, hidrogeno e, em casos especiais, outro metal que tenha maior afinidade por oxigênio. Por exemplo, pode se reduzir Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> com Al. O carbono, o monóxido de carbono e o hidrogeno são os agentes redutores de maior importância industrial e econômica, além de serem produzidos a partir de matérias-primas como o carvão, petróleo ou gás natural (GUAN; HAN, 1997).

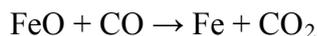
O processo mais importante para a produção do ferro a partir de seu óxido mais estável é a fusão em alto-forno, o qual consiste em uma cuba entre 20 e 30m de altura, construída de lâminas de aço por fora e recoberta por dentro com ladrilhos refratários, com o objetivo de não radiar calor. O forno é carregado com minério de ferro em forma de *pellets* e com o agente redutor, geralmente a cal (SIST; DEMOPOULOS, 2003).

Pelo fundo do forno é introduzido um sopro de ar quente, depois os gases são extraídos pela parte superior. A reação a seguir representa a principal fonte de calor e de gás redutor (Chen, T , 2003).



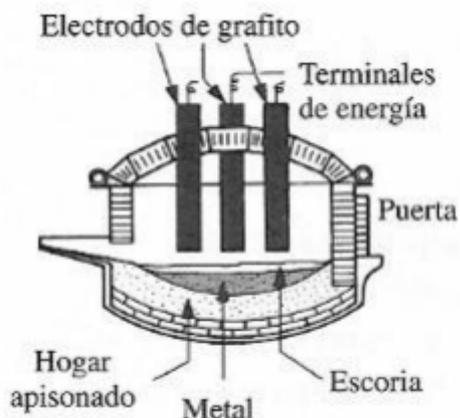
Na parte superior do corpo do forno, o minério é reduzido da seguinte forma:





As principais reações ocorrem em intervalos de temperatura entre 700 e 1200°C. O método alternativo utilizado em países onde a energia elétrica é mais barata se dá na reação de minério de ferro através da eletricidade (SIST; DEMOPOULOS, 2003). O tipo de forno utilizado nesse processo consiste no modelo seguinte (CHEN, 2003):

Figura 21 — Esquema de um forno de arco elétrico



Fonte:O autor desta tese

Sua diferença principal do alto-forno baseia-se no fornecimento de eletricidade em vez de bicos de combustão ou calor. Como não se introduz ar, o volume de gases é muito menor que no alto-forno, limitando-se apenas àqueles que são produzidos pela redução direta (SIST; DEMOPOULOS, 2003).

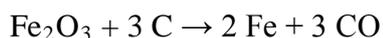


Figura 22 — Forno de arco elétrico



Fonte:O autor desta tese

### 2.3.5 Refinação

Os metais obtidos pelos processos primários de extração contêm frequentemente impurezas provenientes do minério. Para utilizar os metais, é necessário submetê-los a um ou mais processos de refinação (BELL; WELCH; BENNETT, 1995).

A refinação tem como fim a produção de metal tão puro quanto for possível, ou em alguns casos, por exemplo, na fabricação de aço, a refinação é realizada para obter um produto com quantidades controladas de impurezas. Finalmente, alguns processos de refinação são realizados para recuperar impurezas que não sejam prejudiciais, que tenham um valor alto por si mesmas, como no caso da recuperação da prata em minérios de chumbo (GUISE; CASTRO, 1998).

Os processos de refinação se baseiam sempre no princípio de que diferentes elementos se distribuem de maneira distinta entre fases distintas, estas fases podem ser separadas por métodos físicos. É importante mencionar que os processos de refinação de metais não são outra coisa além de processos de separação de mesclas (MOSKALYK; ALFANTAZI, 2002).

Existem muitos processos de refinação, os quais envolvem conceitos físico-químicos muito complexos. De maneira geral, os processos podem ser divididos em três grupos principais:

- Metal-escória: aqui, o processo importante é a oxidação e eliminação na escória dos elementos menos nobres, pode se dar o nome comum de pirorrefinação. Exemplos deste processo são a fabricação de aço e a pirorrefinação de cobre e chumbo.
- Metal-metal: neste processo, encontra-se a liquefação por zonas em que se utiliza a elaboração de metais da mais alta pureza.
- Metal-gás: um processo que se destaca é a destilação de metais voláteis, como o caso do zinco.

### 2.3.6 Hidrometalurgia

Para realizar a recuperação desses resíduos, de maneira que os metais presentes na lama vermelha sejam reutilizados na indústria, a aposta mais viável se dá através das técnicas hidrometalúrgicas (GUPTA; MUKHERJEE, 1990).

Rompendo com a tradição, atualmente, os métodos pirometalúrgicos são pouco

utilizados, pelos seguintes motivos: consomem muita energia, exigem um sistema de recolha dos pós e limpeza de gases produzidos durante a queima, além de prejudicarem a sustentabilidade do planeta (GUPTA; MUKHERJEE, 1990). A Tabela 4 apresenta uma boa comparação, entre pirometalurgia e hidrometalurgia.

Tabela 4 — Comparison of hydro- and pyrometallurgy

Feature	Hydrometallurgy	Pyrometallurgy
Sulfur dioxide generation	+	-
Gaseous emissions to atmosphere	+	-
Aqueous emissions to environment	-	+
Energy consumption	+	-
Treatment of low grade and complex raw materials	+	-
Treatment of high grade ores	-	+
Capital costs	+	-
Operation costs	-	+
Emission control	+	-
Scale of operation	-	+
Selectivity/Product purity	+	-

Fonte: Gupta e Mukherjee (1990, p. 250).

A hidrometalurgia define-se pelo seu conjunto de operações e processos desenvolvidos em soluções aquosas, cujo objetivo é extrair metais, partindo de recursos primários e secundários, através de sua precipitação química ou eletroquímica (GUPTA; MUKHERJEE, 1990).

As soluções hidrometalúrgicas são geradas pela dissolução de metais presentes nas matérias-primas em ácidos ou bases. Os metais podem ser separados no passo de dissolução, quando um ou mais dos metais não são solúveis no solvente utilizado. O processo inverso, precipitação (incluindo a cimentação), também é amplamente utilizado como um método de separação.

Juntamente com estes, a separação hidrometalúrgica também é frequentemente realizada por extração com solvente ou por meio de permutadores de íons sólidos. Outros métodos de separação hidrometalúrgicos incluem, por exemplo, a separação de líquidos iônicos, separação de membrana, e de adsorção em carvão ativado ou outros materiais naturais. Uma vez que os metais foram separados uns dos outros, de metal puro pode ser produzido, por exemplo, por precipitação, cimentação ou eletroliticamente (BELL; WELCH; BENNETT, 1995).

Esses processos, que vão desde a lixiviação até a purificação de dissoluções, de maneira generalizada, podem ser mais bem compreendidos através da Figura 23 a seguir:

Figura 23 — Etapas básicas de um processo hidrometalúrgico

Fonte: Adptada de Bell, Welch e Bennett (1995).

A fase da preparação engloba operações de tratamento físico de materiais – britagem, moagem, classificação, separação gravítica, flutuação – ou pode envolver processos pirometalúrgicos – ustulação e pré-redução. Recentemente, existem processos como a oxidação sob pressão ou a bio-oxidação, que também se inserem nessa fase.

A lixiviação do material sólido ocorre num meio aquoso que contenha ácidos, bases ou agentes complexantes, em diferentes condições de pressão e temperatura, que normalmente variam entre 25 e 250°C. Em seguida, pode ocorrer a separação da fase aquosa, o eluato, em que está contida a espécie de interesse, relativamente ao resíduo sólido, o cake numa operação de filtração.

O eluato pode ser tratado através de técnicas como precipitação, permuta iônica, adsorção e extração por solventes, visando eliminar impurezas dissolvidas durante a lixiviação que possam prejudicar a recuperação do metal e concentrar a solução (FLETT,

2005).

Os íons metálicos presentes na solução são reduzidos e recuperados em sua forma de metal puro, ou então, transformados num composto metálico, como um óxido ou sal. Os processos mais importantes dessa fase são a eletrólise, a redução por hidrogênio, a cementação e a cristalização de sais (FLETT, 2005).

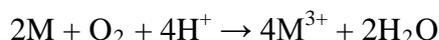
Os processos hidrometalúrgicos se baseiam em reações iônicas em meio aquoso e podem ser classificadas da seguinte maneira:

a) Reações que se devem à mudança de pH, por hidrólise, envolvem a água e seus íons:



Quando se eleva o pH, o cátion do alumínio reage primeiro, precipitando o hidróxido que volta à solução como um ânion. Dessa forma, o alumínio pode encontrar-se em dissolução como um cátion ou como um ânion (MOSKALYK; ALFANTAZI, 2002).

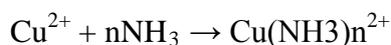
b) Reações de oxirredução: com a presença do oxigênio, muitos metais podem ser colocados em solução aquosa:



Em dissoluções ácidas, alguns metais podem ser dissolvidos através da liberação de hidrogênio:

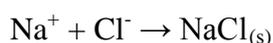


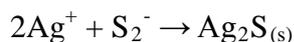
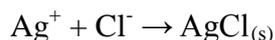
c) Formação de complexos: Íons distintos podem reagir entre si ou com moléculas neutras, ocasionando a formação de íons complexos:



No primeiro exemplo, o íon prata muda a carga positiva para negativa. Então, enquanto a prata possui carga positiva, exercendo a função de cátion na solução de nitratos, a adição de NaCN ou KCN a transforma em um ânion complexo. O mesmo ocorre com o íon  $\text{Cu}^{2+}$ , que pode formar complexos amoniacais, aminas nas quais o número *n* aumenta a concentração de amoníaco na dissolução, embora não afete a carga do íon (MOSKALYK; ALFANTAZI, 2002).

d) Precipitação de compostos sólidos: da mesma maneira que os hidróxidos sólidos podem precipitar pela hidrólise, outros íons podem reagir, formando precipitados sólidos:





### 2.3.7 Lixiviação

A lixiviação foi um dos primeiros métodos utilizados na hidrometalurgia e consiste, portanto, no pré-requisito de todo processo hidrometalúrgico, em que o processo de dissolução e extração de um metal presente num recurso primário ou secundário de um agente solvente ou lixivante (BELL; WELCH; BENNETT, 1995).

Figura 24 — Planta de lixiviação



Fonte: O autor desta tese

Os principais reagentes da lixiviação incluem água, ácidos (sulfúrico, clorídrico, nítrico), bases (hidróxido de sódio, hidróxido de amônio), soluções salinas e a combinação de todos. O processo também é efetuado através da adição de agentes oxidantes ( $\text{H}_2\text{O}_2$ ,  $\text{Cl}_2$ ,  $\text{HClO}$ ,  $\text{NaClO}$ ) ou redutores ( $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{SO}_2$ ).

Esse método de lixiviação em meio alcalino é adequada para corpos minerais que possuam uma grande proporção de constituintes consumidores de ácidos, como por exemplo, os cálcicos e magnesianos. Os três agentes alcalinos mais importantes são o hidróxido de sódio, hidróxido de amônio e carbonato de sódio (BELL; WELCH; BENNETT, 1995).

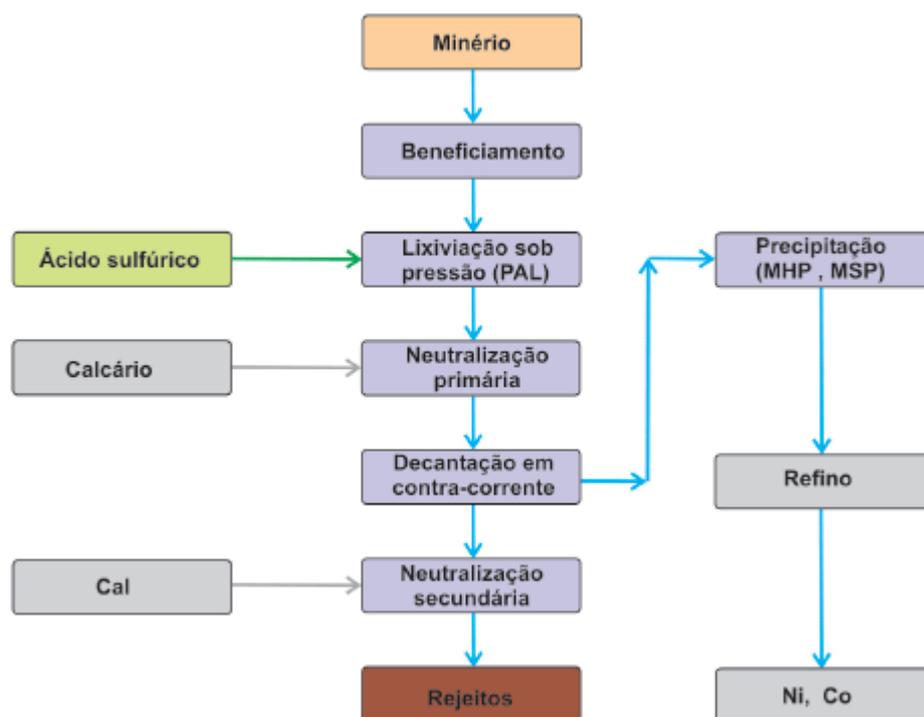
A lixiviação com amônia costuma ser utilizada para extrair metais e aplica-se até hoje devido à sua facilidade de empregação, além de operar em meio alcalino e oferecer a possibilidade de reciclar o reagente.

O ácido sulfúrico é considerado como um dos principais solventes utilizados para a lixiviação de laterites, além de ser um dos reagentes mais eficazes no tratamento de

fontes secundárias (BELL; WELCH; BENNETT, 1995).

### 2.3.8 Lixiviação ácida sob pressão

Figura 25 — Diagrama simplificado do processo de lixiviação sob pressão



Fonte: Adptada de Bell, Welch e Bennett .

Esse processo engloba a lixiviação do minério, sob o formato de lama, por meio de ácido sulfúrico, expostas a temperaturas (200 – 300°C) e pressões ( $\leq 5400$  kPa) elevadas, causando uma dissolução praticamente total do material de alimentação. O uso de tecnologia PAL é capaz de dissolver tanto o níquel quanto o cobalto com a redução de até metade do consumo de energia durante esse processo (GUAN; HAN, 1997).

Apesar disso, o consumo de ácido necessário é o elemento principal, pois o fluxo dos processos é mais complexo e possui uma difícil deposição de efluentes. A partir do momento em que o níquel e o cobalto encontram-se em solução, existem diversas possibilidades disponíveis, já que uma gama de produtos intermediários de precipitação que podem ser dissolvidos estão incluídos, além de várias aplicações de tecnologia de extração mediante solventes (GUPTA; MUKHERJEE, 1990).

### 2.3.9 Precipitação química

A precipitação de metais e agentes precipitantes é um assunto de grande

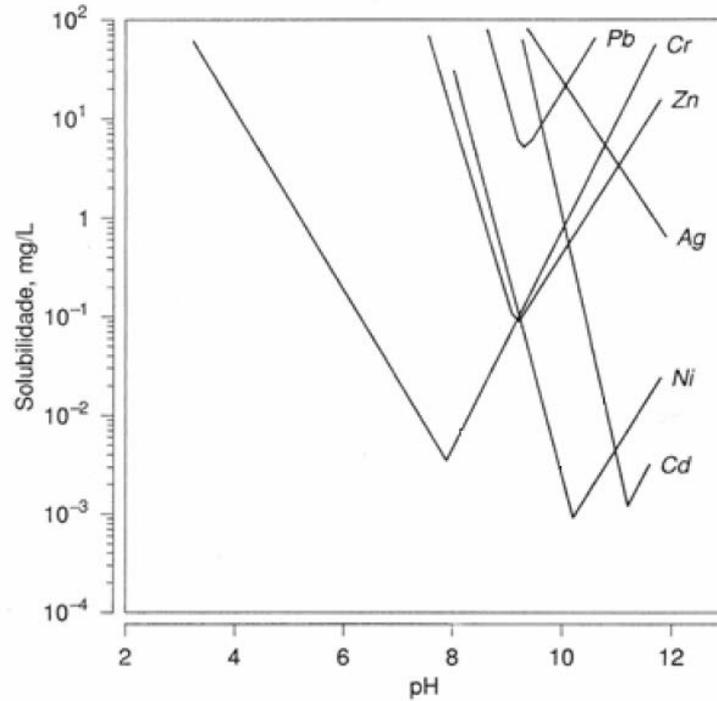
interesse para os estudos dessa área, assim como para a indústria hidrometalúrgica. Assim como a lixiviação, a precipitação foi um dos primeiros métodos de separação desenvolvidos na área de hidrometalurgia. Todos esses processos funcionam de acordo com os mesmos princípios químicos. Basicamente, a precipitação pode ser considerada como um processo físico-químico, em que metais e compostos inorgânicos solúveis se convertem em metais e sais inorgânicos relativamente insolúveis (os precipitados), através da adição de um agente precipitante. Na maioria das vezes, um reagente alcalino é usado para alterar o pH da solução, de forma a baixar a solubilidade dos constituintes metálicos, facilitando a precipitação (GUAN; HAN, 1997).

Nesses processos de precipitação, são utilizados agentes precipitantes de vários tipos, como os hidróxidos (CaO ou Ca(OH)<sub>2</sub>, Mg(OH)<sub>2</sub>, NaOH, NH<sub>4</sub>OH), carbonatos, silicatos, sulfuretos (FeS, CaS, Na<sub>2</sub>S, NaHS, NH<sub>4</sub>S, H<sub>2</sub>S, Na<sub>2</sub>S<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) e fosfatos. A utilização do hidróxido de sódio como agente precipitante do níquel solúvel forma o hidróxido de níquel, demonstrado a seguir (HABASHI, 2005):



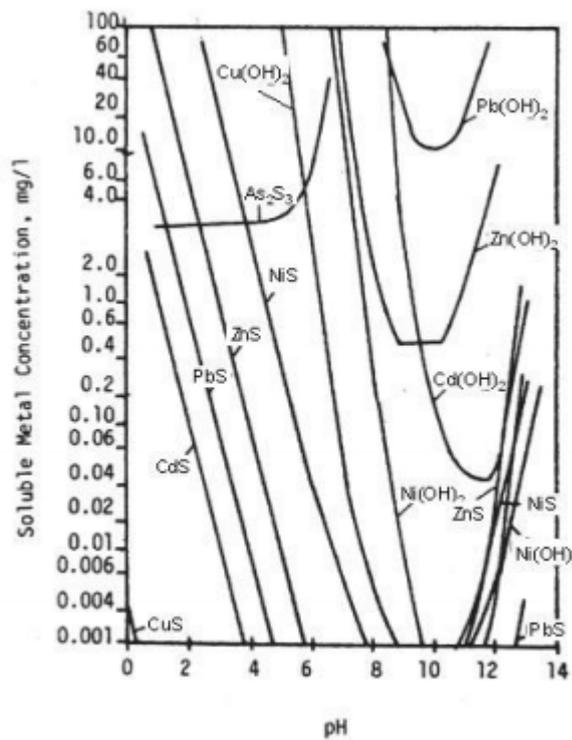
Para que os metais precipitem, principalmente no caso da precipitação dos hidróxidos que constituem as lamas vermelhas, o controle de pH é essencial, de acordo com o diagrama de solubilidade teórica para hidróxidos metálicos (HABASHI, 2005). O gráfico 3 esquematiza o diagrama de solubilidade teórica desse processo:

Gráfico 3 — Solubilidade teórica para determinados hidróxidos metálicos em função do pH da solução. A zona compreendida entre as retas corresponde à região de solubilidade



Fonte: Gupta e Mukherjee (1990).

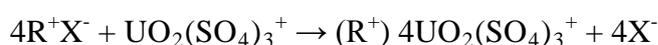
Gráfico 4 — Solubility of some metal sulfides and hydroxides as function of pH



Fonte: Gupta e Mukherjee (1990).

### 2.3.10 Intercâmbio iônico

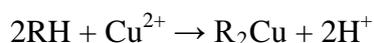
Os intercambiadores de íons são sólidos com íons fracamente ligados. Os primeiros intercambiadores de íons conhecidos foram os minerais naturais, os zeólitos, que mais tarde foram complementados com resinas orgânicas que são utilizadas mais na atualidade. Quando essas resinas são submetidas em dissoluções aquosas, pode ocorrer o intercâmbio entre os íons que se encontram na dissolução e os íons da resina. Existem resinas catiônicas e aniônicas (HABASHI, 2005). Um exemplo característico é:



Nessa equação,  $R^+$  representa o cátion da resina, enquanto  $X^-$  representa o ânion que pode ser  $Cl^-$  ou  $NO_3^-$ . Como o urânio é um dos poucos metais que pode formar ânion em dissoluções de ácido sulfúrico, o intercâmbio é muito seletivo, tornando-se retido na fase aquosa em forma de cátions, os metais como o Ca, Fe, etc (GUPTA; MUKHERJEE, 1990).

### 2.3.11 Extração com dissolventes

Alguns íons e compostos metálicos mostram uma elevada solubilidade em certos dissolventes orgânicos. Pode ser também que a solubilidade seja altamente seletiva e ocorra uma possível separação dos metais. Por exemplo, para a extração de cobre se utilizam dissolventes catiônicos e a reação de intercâmbio pode ser escrita como:



Aqui, R representa a parte aniônica da molécula orgânica, enquanto  $Cu^{2+}$  e  $H^+$  representam os íons em fase aquosa. O composto  $R_2Cu$  é denominado como quelato. Durante o processo de extração, este composto orgânico se dissolve normalmente em um dissolvente adequado, tal qual o querosene. Além de ser altamente seletiva para metais distintos, a extração com dissolventes tem a vantagem de que um metal como o cobre pode ser transferido desde uma dissolução de lixiviação amoniacal a uma dissolução de ácido sulfúrico, a qual é a matéria-prima na obtenção do metal por eletrodeposição (GUPTA; MUKHERJEE, 1990).

### 2.3.11 Eletrometalurgia

A extração ou benefício eletrolítico é importante em casos de metais altamente ativos, como o alumínio, magnésio, etc, os quais são produzidos quase exclusivamente por eletrólise de sais fundidos. Nos casos de outros metais, como o cobre e o zinco, o benefício eletrolítico a partir de dissoluções aquosas representa uma alternativa aos processos pirometalúrgicos. Outras aplicações importantes são a recuperação de impurezas valiosas como a prata e o ouro contidos no cobre (GUPTA; MUKHERJEE, 1990).

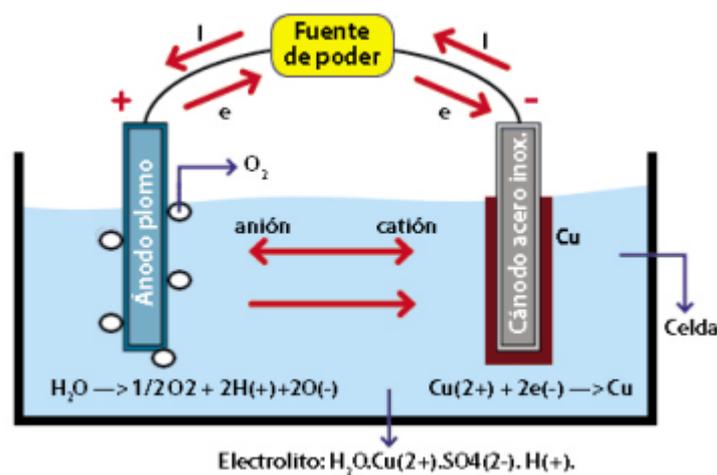
Na metalurgia extrativa, as células eletrolíticas podem ser classificadas em dois grupos principais:

- Células de produção (eletrobenefício).
- Células de refinação (eletrorrefinado).

### 2.3.12 Eletrobenefício

Quando dois eletrodos se conectam a uma fonte de voltagem e é colocado em uma dissolução que contém íons, os íons positivos migram ao eletrodo que tem excesso de elétrons (cátodo), os íons negativos migram para o eletrodo deficiente em elétrons (CHEN, 2003), como revela o esquema a seguir:

Figura 26 — Eletrobenefício de cobre



Fonte:

Se a diferença de potencial entre os eletrodos é suficientemente grande, algumas espécies perderão elétrons no ânodo e se oxidarão. Ao mesmo tempo, outras espécies ganharão elétrons no cátodo e reduzirão. Terá ocorrido uma reação redox, mediante o fornecimento de energia por uma fonte externa.

Para a produção de alumínio mediante o procedimento denominado Hall-Heroult, o eletrólito utilizado é a criólita fundida,  $\text{Na}_3\text{AlF}_6$  com uma quantidade de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Durante a eletrólise, o alumínio se deposita no cátodo, e o oxigênio se descarga no ânodo onde reage com o carbono do eletrodo para gerar  $\text{CO}_2$ , as reações que intervêm nesse processo são (GUPTA; MUKHERJEE, 1990):

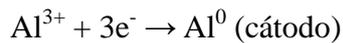
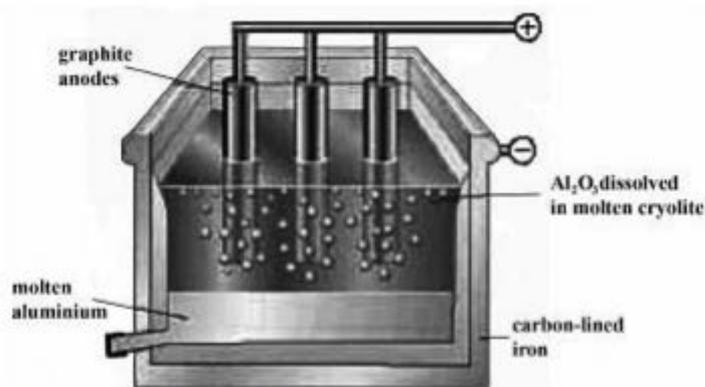


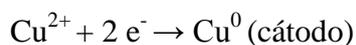
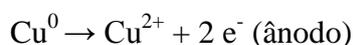
Figura 27 — Eletrobenéfício de Al através do Processo Hall-Herout



Fonte: O autor desta tese

### 2.3.13 Eletrorefinado

Com frequência, um metal se transfere desde um ânodo impuro ou desde uma liga ou composto de um cátodo feito de um metal puro. Na refinação do cobre, dois eletrodos de cobre se encontram fornecidos em uma dissolução de  $\text{CuSO}_4$ . As seguintes reações tem lugar nos eletrodos (GUPTA; MUKHERJEE, 1990):



Se forem adicionadas as reações catódicas e anódicas, a reação total é:

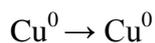
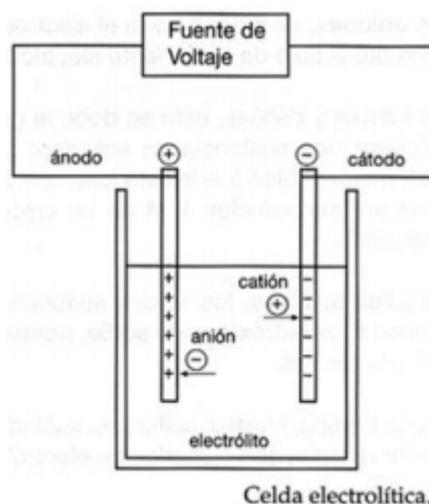


Figura 28 — Célula eletrolítica



Fonte:O autor desta tese

Isto quer dizer, o processo de eletrorefinação do cobre consiste na transferência de um mol de cobre a partir do ânodo para o cátodo impuro. A Figura 29 é uma foto de uma célula eletrolítica de eletrorefinação de cobre, o eletrodo 1 é o ânodo e o eletrodo 2 é o cátodo (CHEN, 2003).

Figura 29 — Cátodos de Cu refinados em uma célula eletrolítica



Fonte:O autor desta tese

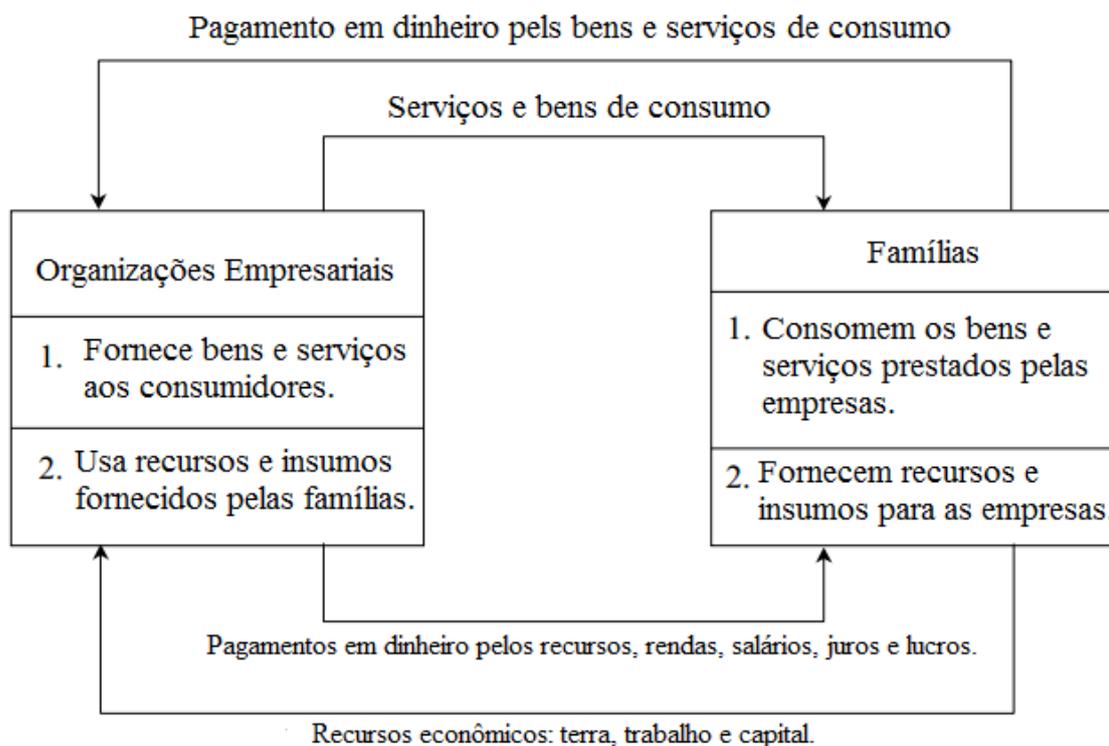
## 2.4 Conceitos básicos de engenharia econômica

Nesta seção, serão discutidos os elementos básicos sobre a ciência da economia, àquela que lida com a produção e consumo de bens, além de garantir a distribuição e prestação desses serviços para o bem-estar do consumidor. Para isso, as principais metas que a ciência econômica busca (TIMMERHAUS; PETERS; WEST; 1991):

- Elevado nível de emprego
- Estabilidade dos preços
- Eficiência
- Distribuição equitativa da renda
- Crescimento da produção

Em uma economia simples, o fluxo de bens, serviços recursos e pagamentos em dinheiro são efetuados como mostra a Figura 30 a seguir.

Figura 30 — Fluxo de bens, serviços e recursos em uma economia simples



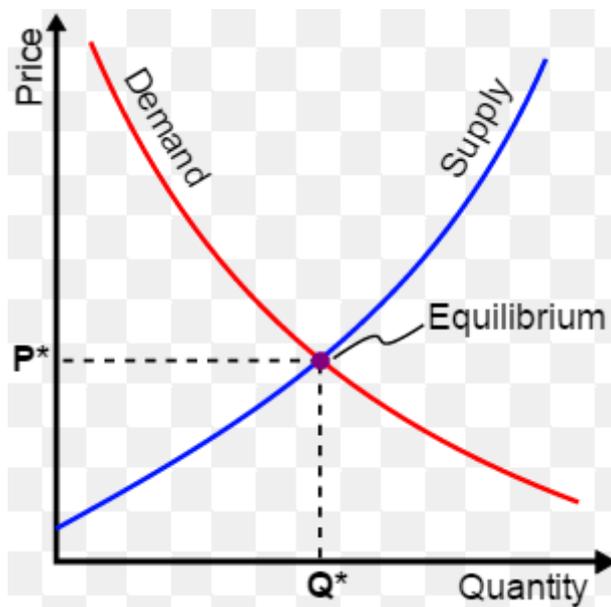
Fonte: Autor.

As famílias e as empresas são duas principais entidades que fundamentam a economia simples. As organizações empresariais fazem uso dos recursos econômicos como terra, trabalho e capital, que, porventura, são fornecidos pelas famílias para a produção de bens e serviços que, em seguida, serão utilizados por eles mesmos. Essas organizações realizam o pagamento em dinheiro para as famílias em consequência dos recursos recebidos, e as famílias, por sua vez, realizam o pagamento em dinheiro para as organizações para o retorno desses bens e serviços de consumo. É este o ciclo que compõe a interdependência entre as duas principais entidades que formam uma economia simples (TIMMERHAUS; PETERS; WEST; 1991).

Um aspecto peculiar da economia diz respeito à demanda e oferta de um produto, a maneira com que esses fatores são interdependentes e sensíveis no que envolve o

peço do produto. Essas interações são demonstradas no Gráfico 5:

Gráfico 5 — Curva da oferta e demanda



Fonte: (TIMMERHAUS; PETERS; WEST; 1991).

De acordo com o gráfico apresentado, evidencia-se que, quando há uma diminuição do preço de um produto, a procura por ele aumenta, enquanto seu abastecimento é cada vez mais reduzido. Sendo assim, a queda do preço de um produto acarreta na sua maior procura, o que faz com que seu fornecimento seja diminuído. O ponto de intersecção entre a curva de oferta e a curva da procura é denominado *ponto de equilíbrio*, pois no preço correspondente a esse ponto, a quantidade de produtos e a quantidade da demanda são iguais, equilibrados (PARK, 2008; 2011).

Os principais fatores que influenciam no formato da curva da demanda são:

- Renda dos indivíduos
- Preço dos bens de consumo
- Gosto dos consumidores

Nos casos em que a renda das pessoas tem um grande aumento, o poder de compra desses indivíduos também aumenta, em consequência. Isso faz com que a curva da demanda, no Gráfico 5, direcione-se para a direção norte-leste. Se, por exemplo, o preço dos computadores fosse reduzido drasticamente, sua demanda naturalmente aumentaria. Como resultado, a demanda por produtos associados (como o cabo USB, por exemplo) também aumentaria. Dessa maneira, percebe-se que o preço dos bens relacionados também é de forte influência para a demanda de um produto (PARK, 2008; LEVY, 1996).

Já na curva de oferta, os fatores que influenciam seu formato são:

- O preço dos insumos

- As tecnologias disponíveis
- O clima
- O preço dos bens de consumo

Se o custo dos insumos aumenta, então, como consequência, o custo do produto também cresce. Nesse caso, a margem de lucro por unidade é menor em decorrência do preço vigente do produto. Os produtores reduzem a quantidade da produção, o que acaba afetando o abastecimento desse produto. Por exemplo, se os preços dos fertilizantes e o custo do trabalho aumentam de forma muito expressiva, a margem de lucro da saca do produto é reduzida. Dessa maneira, os agricultores reduzem a área de cultivo, o que leva à redução de oferta do produto final (WHITE et al., 2010).

Caso ocorra um avanço na tecnologia utilizada para a fabricação do produto, a longo prazo, ocorre uma redução no custo da produção por unidade. Isso permite que o fabricante tenha uma maior margem de lucro por unidade, pelo preço vigente do produto. Logo, o produtor fornece mais quantidade desses produtos para o mercado (OSTWALD; MCLAREN, 2004).

O clima também influencia diretamente a oferta dos produtos, como é o caso daqueles que são feitos a partir da lã, que aumentam no período do inverno. Isso implica que os preços dos bens de lã também aumentam, de maneira que os fabricantes fornecerão mais volume desses bens no inverno (OSTWALD, 2001).

Para a organização, é necessário que haja um funcionamento eficiente e eficaz, para que ela seja capaz de oferecer bens e serviços de qualidade a um custo menor, o que garante a fixação desses produtos no mercado. A seguir, serão discutidos os diferentes tipos de eficiência e seus impactos no funcionamento das empresas, além do alcance da engenharia econômica dentro desse contexto. A eficiência de um sistema é definida como a razão entre a sua saída e sua entrada, que podem ser classificadas como eficiência técnica ou eficiência econômica (CANADA et al., 2005).

#### 2.4.1 Eficiência técnica

Baseia-se na razão entre a saída e a entrada de um sistema físico. Esse sistema físico pode ser um motor a diesel, uma máquina de fábrica, uma fornalha, entre outros (BOWMAN, 2003).

$$\text{Eficiência técnica (\%)} = \frac{\text{Saída}}{\text{Entrada}} \times 100$$

A eficiência técnica de um motor movido a diesel segue o seguinte modelo:

$$Eficiência\ técnica\ (\%) = \frac{\text{Calor equivalente à energia mecânica produzida}}{\text{Calor equivalente ao combustível usado}} \times 100$$

Na prática, a eficiência técnica nunca pode ser maior que 100%. Isso ocorre devido à perda por atrito e de combustão incompleta do combustível, os quais são considerados fenômenos inevitáveis no funcionamento de um motor diesel (BOWMAN, 2003).

#### 2.4.2 Eficiência econômica

Baseia-se na razão entre a saída e a entrada de um sistema de negócios (Fraser et al., 2006).

$$Eficiência\ econômica\ (\%) = \frac{Saída}{Entrada} \times 100 = \frac{Ganhos}{Custos} \times 100$$

Os ganhos dizem respeito à receita anual gerada pela forma em que o negócio é operado, enquanto os custos somam o total das despesas anuais que ocorreram em consequência da realização do negócio. Para a sobrevivência e crescimento de um negócio, a eficiência econômica deve ser mais de 100% (FRASER et al., 2006).

A eficiência econômica também é conhecida como *produtividade*. Os seguintes fatores são capazes de melhorar essa produtividade:

- O aumento na produção para a mesma entrada;
- A diminuição da entrada para a mesma saída;
- Através de um aumento proporcional na produção, que seja maior que o aumento proporcional da entrada;
- Por meio de uma diminuição proporcional da entrada que seja maior do que a diminuição proporcional da saída;
- Mediante um aumento simultâneo na saída com diminuição na entrada;

No aumento na produção para a mesma entrada, a saída é aumentada, mantendo a constante entrada. Na diminuição da entrada para a mesma saída, a entrada é reduzida para produzir o mesmo resultado. No caso de menor aumento proporcional da saída maior que o da entrada, o aumento proporcional na receita será maior que o aumento proporcional do custo de entrada, de maneira que haja um aumento líquido no índice de

produtividade (HARTMAN, 2007).

Quando a diminuição proporcional na entrada for maior que a do produto, a diminuição proporcional do custo de entrada será mais do que a diminuição proporcional da receita, logo, ocorrerá um aumento líquido na produtividade. No caso do aumento simultâneo da produção e diminuição da entrada, o custo da operação é o ponto de equilíbrio do investimento inicial, o que oferece maior economia na entrada, fazendo com que o índice de produtividade aumente a um ritmo mais rápido (COLLIER; GLAGOLA, 1999).

Como já citado anteriormente, o funcionamento eficiente das organizações empresariais permite que elas forneçam bens e serviços a um preço inferior. No processo de gestão das organizações, os gerentes em diferentes níveis tomam decisões econômicas adequadas, que auxiliam a minimizar as despesas dos investimentos, operações e manutenção, além de aumentar a receita, poupança e outros ganhos da empresa (PARK, 2011).

A engenharia econômica lida com os métodos que permitem tomar decisões econômicas que minimizem os custos e/ou maximizem os benefícios para as empresas. Isso envolve as fórmulas de juros, bases para a comparação de alternativas, análise de reposição, avaliação de alternativas públicas, a inflação ajustada às decisões de investimento, controle de estoque, gerenciamento de projetos, entre outras medidas. (COLLIER; GLAGOLA, 1999).

#### *2.4.3 Elementos que compõem os custos*

O custo pode ser classificado em custos variáveis e custos indiretos. O primeiro varia de acordo com o volume de produção, enquanto o segundo é fixo, independente da produção. O custo variável pode ser classificado em custo material, custo do trabalho direto e despesas diretas. O custo geral pode ser classificado em custos indiretos de fabricação, despesas administrativas, despesas gerais de venda, distribuição e sobrecarga administrativa (COLLIER; GLAGOLA, 1999).

Os custos materiais diretos envolvem o custo dos materiais utilizados na produção de determinado bem de consumo. O custo do trabalho direto diz respeito ao montante dos salários pagos à mão de obra direta envolvida nas atividades de produção. As despesas diretas são aquelas que variam em relação ao volume de produção (exceto os custos de materiais diretos e de mão de obra direta) (PARK, 2011).

O custo indireto é o agregado dos custos materiais indiretos, custos indiretos do trabalho e despesas indiretas. A sobrecarga administrativa inclui todos os custos que ocorrem na administração do negócio. A venda de sobrecarga é o gasto total em que se incorre nas

atividades promocionais e as despesas relacionadas com a força de vendas. A distribuição de sobrecarga é o custo total do envio dos itens do local da fábrica para os clientes (COLLIER; GLAGOLA, 1999).

O preço de venda de um produto é obtido através do esquema abaixo:

- (a) Os custos de materiais diretos + custos de trabalhos diretos + custos diretos = custo primário
- (b) Custo primário + custos indiretos de fabricação = custo de fábrica
- (c) Custo de fábrica + escritório e despesas administrativas = custo de produção
- (d) Custo de produção + abertura de estoque e fechamento de estoque = custo dos preços vendidos
- (e) Custo dos produtos vendidos + custo de venda e distribuição de sobrecarga = custo de vendas
- (f) Custo de vendas ou pela quantidade vendida = preço de venda por unidade

Há também que serem considerados os outros custos que influenciam na receita da empresa. O custo marginal, que diz respeito ao custo da produção de uma unidade adicional de determinado produto, ou seja, a mudança no custo total de produção em decorrência da variação em uma unidade da quantidade produzida (CANADA et al., 2005).

$$Cmg = \frac{dCT}{dQ}$$

A receita marginal de um produto se relaciona à receita incremental de vender um adicional da nova unidade produzida, ou seja, a renda extra que uma unidade adicional gera. O custo irrecuperável é considerado como o recurso utilizado para a construção de ativos ou equipamentos que não são recuperados em graus significantes, isto é, está próximo de zero. O custo de oportunidade indica o custo causado pela recusa de algum ente econômico, assim como dos benefícios que advém dessa renúncia, incluindo a alta da renda (COLLIER; GLAGOLA, 1999).

#### 2.4.4 Fórmulas de juros e suas aplicações

A taxa de juros é o valor rentável do dinheiro. Ela representa o crescimento do capital por período de unidade. O período pode ser um mês, um trimestre, semestral ou anual. Uma taxa de interesse de 15% agravada anualmente significa que para cada mil rúpias

investidas agora, uma quantia de Rs. 15 será adicionada a conta até o final do primeiro ano. Sendo assim, a quantia total arrecadada até o final do primeiro ano será RS. 115. Ao final do segundo ano, novamente teremos 15% de Rs. 115, ou seja, RS. 17.25 serão adicionados a conta. Consequentemente, o valor total ao final do segundo ano será Rs. 132.25. O processo continuará conforme o número específico de anos (COLLIER; GLAGOLA, 1999).

#### 2.4.5 O valor temporal do dinheiro

Se um investidor investe uma soma de Rs. 100 em um depósito fixo por 5 anos com uma taxa de interesse de 15% somadas anualmente, o valor acumulado ao final de cada ano é mostrado na Tabela 5 a seguir:

Tabela 5 – Montantes compostos

<i>Year end</i>	<i>Interest (Rs.)</i>	<i>Compound amount (Rs.)</i>
0		100.00
1	15.00	115.00
2	17.25	132.25
3	19.84	152.09
4	22.81	174.90
5	26.24	201.14

Fonte: Collier;Glagola,1999

A fórmula para calcular o valor futuro da terceira coluna é

$$F = P \times (1 + i)^n$$

P = principal quantidade investida no tempo 0,

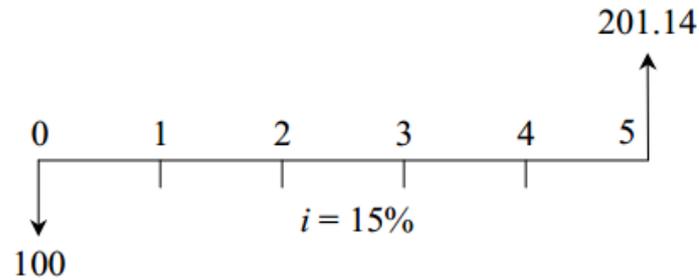
F = quantidade futura,

i = taxa de juros compostos anualmente

n = período de depósito.

O valor de vencimento no final do quinto ano é Rs. 201,14. Isso significa que o montante Rs. 201.14 no final do quinto ano é equivalente a Rs. 100.00 no tempo 0 (isto é, no presente). Isso está esquematicamente representado na Figura 31, em que esta explicação assume que a inflação é a porcentagem zero (BOWMAN, 2003).

Figura 31 – Fluxo de caixa



Fonte: Bowman, 2003

Alternativamente, o conceito acima pode ser discutido: Se quisermos Rs. 100,00 no final do ano  $n$ , qual é o montante que devemos depositar agora a uma determinada taxa de juros, como 15%? O trabalho detalhado é mostrado na tabela 6.

Tabela 6 – Valores presentes do montante

<i>End of year (n)</i>	<i>Present worth</i>	<i>Compound amount after n year(s)</i>
0		100
1	86.96	100
2	75.61	100
3	65.75	100
4	57.18	100
5	49.72	100
6	43.29	100
7	37.59	100
8	32.69	100
9	28.43	100
10	24.72	100

Fonte: (BOWMAN, 2003).

A fórmula para calcular o valor presente na segunda coluna é

$$P = \frac{F}{(1 + i)^n}$$

De acordo com os dados da tabela anterior, fica claro que se quisermos Rs. 100,00 no final do quinto ano, é necessário depositar uma quantia de R. 49,72. Da mesma forma, se quisermos Rs. 100,00 no final do décimo ano, é preciso depositar uma quantia de Rs. 24,72 (BOWMAN, 2003).

### 2.4.6 Fórmulas de juros

Quando fazendo decisões de investimento, os cálculos são feitos de diversas maneiras. Para simplificar esses cálculos, é extremamente importante se usar as fórmulas de interesse de maneira mais eficiente. Antes de discutir o uso das fórmulas de interesse para fins de investimento, outras várias fórmulas de juros são apresentadas primeiramente (LEVY, 1996).

A taxa de interesse pode ser classificada entre *taxas de interesse simples* ou *taxas de interesse de cálculo*.

Na taxa de interesse simples, o juros é calculado baseado em um depósito inicial para cada período. Nesse caso, o cálculo do interesse não é aplicável. Na taxa juros cálculo, para o período específico é computado baseado na quantidade no começo do período específico (LEVY, 1996).

As notações utilizadas em fórmulas de juros são as seguintes:

P = valor do montante principal

n = número de períodos de juros

i = taxa de juros (pode ser capitalização mensal, trimestral, semestral ou anual)

F = valor futuro no final do ano  $n$

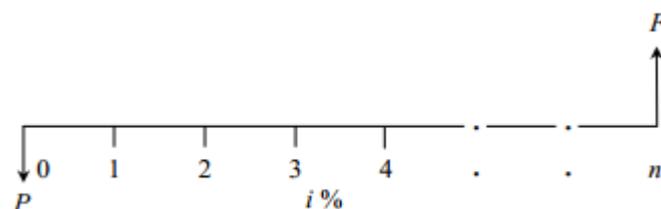
A = quantidade igual depositada no final de cada período de interesse

G = quantidade uniforme que será adicionada/período subtraído após o período ou a partir da quantidade de depósito de A1 no final do período 1.

### 2.4.7 Pagamento único do montante composto

Aqui, o objetivo é encontrar a única soma futura (F) do pagamento inicial (P) no tempo 0 após  $n$  períodos a uma taxa de juros  $i$  agravado a cada período. O diagrama de fluxo de caixa dessa situação é mostrado a seguir:

Figura 32 — Fluxo de caixa



Fonte: (Bowman, 1991).

A fórmula para obter o pagamento único do montante composto é

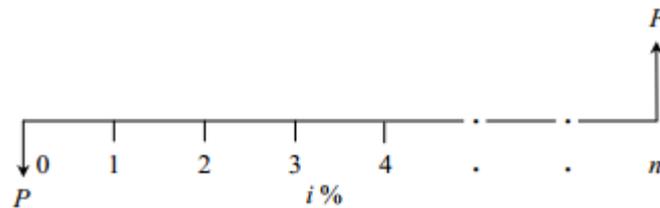
$$F = P(1 + i)^n = P(F/P, i, n)$$

Em que  $(F/P, i, n)$  é chamado de fator de pagamento único do montante composto.

#### 2.4.8 Pagamento único do montante composto presente

Aqui, o objetivo é encontrar o valor do montante composto presente ( $P$ ) de uma única soma futura ( $F$ ) que será recebida depois de  $n$  períodos de tempo a uma taxa  $i$  de juros compostos que se intensificam em cada período. O diagrama de fluxo de caixa correspondente é demonstrado a seguir (TIMMERHAUS; PETERS; WEST; 1991):

Figura 33 —Fluxo de caixa



Fonte: (Timmerhaus; 1991).

A fórmula para obter o montante presente é

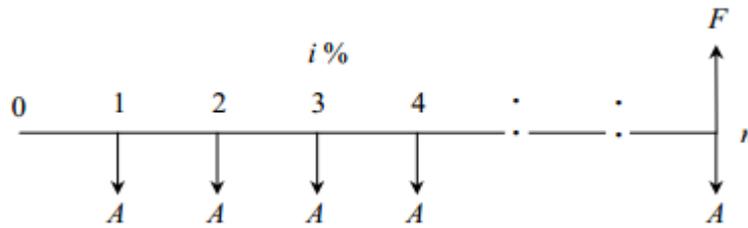
$$P = \frac{F}{(1 + i)^n} = F(P/F, i, n)$$

Em que  $(P/F, i, n)$  é nomeado como fator de pagamento único do presente montante composto.

#### 2.4.9 Série uniforme de montante composto

Nesse tipo de investimento, o objetivo é encontrar o valor futuro de  $n$  pagamentos iguais que são feitas ao final de cada período de juros, até o fim do enésimo período de juros a uma taxa de juros  $i$  agravada ao final de cada período. O diagrama de fluxo de caixa correspondente é mostrado através do esquema a seguir (BOWMAN, 2003):

Figura 34 — Serie uniforme



Fonte: (Bowman, 2003).

$A$  = montante uniforme depositado no final de cada período

$n$  = número de períodos de juros

$i$  = taxa de juros

$F$  = montante futuro único

A fórmula para encontrar  $F$  é

$$F = A \frac{(1 + i)^n - 1}{i} = A(F/A, i, n)$$

Em que  $(F/A, i, n)$  PE denominado como fator de série de pagamento uniforme de montante composto.

#### 2.4.10 Taxa efetiva de juros

Sendo  $i$  é a taxa de juros nominal composta anualmente, a composição pode ocorrer a menos de um ano. Por exemplo, a composição pode ser mensal, trimestral ou semestral. Composição mensal significa que os juros são calculados no final de cada mês. Há 12 períodos de juros em um ano, se os juros são capitalizados mensalmente. Nessas situações, a fórmula para calcular a taxa de juros efetiva, que é composto atualmente, é  $R = 1 + i/C^c - 1$ , em que  $i$  representa a taxa de juros nominal composta e  $C$ , o número de períodos de juros em um ano (FRASER et al., 2006).

#### 2.4.11 Bases para comparação de alternativas

Nos ambientes de decisões mais práticas, executivos são forçados a escolher a melhor alternativa de um leque de alternativas de competição. Vamos assumir que uma organização possui uma grande soma de dinheiro para um investimento em potencial e existem três diferentes projetos aos quais o desembolso inicial e receitas anuais são conhecidos (PARK, 2011).

#### 2.4.12 Comparativa de alternativas: método de valor atual

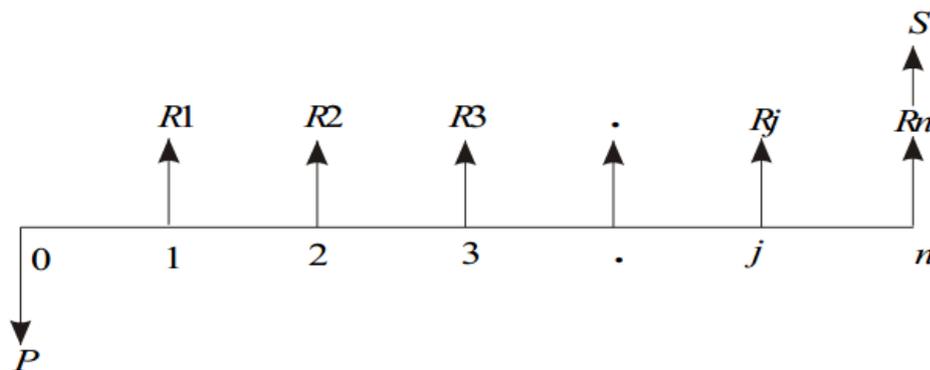
Nesse método de comparação, os fluxos de caixa de cada alternativa são reduzidos para tempo zero, assumindo uma taxa de juros  $i$ . Em seguida, dependendo do tipo de decisão, a melhor alternativa será selecionada por comparação dos valores presentes nelas. O sinal de várias quantidades em diferentes pontos no tempo em um diagrama de fluxo de caixa é para ser decidido com base no tipo do problema de decisão (PARK, 2011).

No diagrama de fluxo de caixa de custos dominados, as despesas (saídas) são atribuídas com sinal positivo, enquanto o lucro, receita (todas as entradas) serão atribuídas com sinal negativo. Em um diagrama de fluxo de caixa dominado por fins lucrativos, o lucro, a receita, o valor de resgate são atribuídos com sinal positivo, enquanto os custos são atribuídos com sinal negativo. Nesse caso, a decisão é selecionar a alternativa com menor custo, de maneira que a alternativa com quantidade de menor valor será selecionada. Por outro lado, se a decisão for selecionar a alternativa com máximo de lucros, então a alternativa com o máximo do valor presente será selecionada (PARK, 2011).

#### 2.4.13 Diagrama de fluxo de caixa dominado por receitas

Um diagrama de fluxo de caixa dominado por receitas para demonstrar o método presente no valor de comparação é apresentado a seguir:

Figura 35 – Serie



Fonte: (Timmerhaus; 1991).

Nessa fórmula,  $P$  representa um investimento inicial, enquanto  $R_j$  é a receita líquida no final do ano  $j$ . A taxa de juros é  $i$ , composto anualmente.  $S$  é o valor residual no final do ano  $n$ . Para encontrar o valor atual do diagrama de fluxo de caixa acima de uma determinada taxa de juros, a fórmula é:

$$PW(i) = -P + R1 \left[ \frac{1}{(1+i)^1} \right] + R2 \left[ \frac{1}{(1+i)^2} \right] + \dots$$

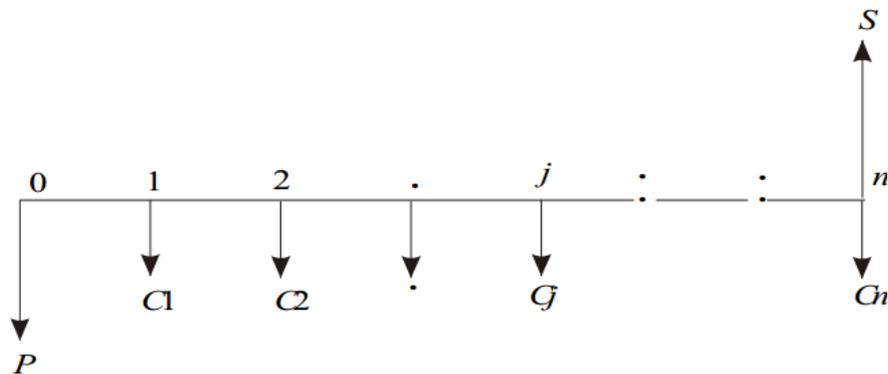
$$+ Rj \left[ \frac{1}{(1+i)^j} \right] + Rn \left[ \frac{1}{(1+i)^n} \right] + S \left[ \frac{1}{(1+i)^n} \right]$$

Nesta fórmula, é atribuído um sinal negativo para a despesa, e as receitas são colocadas com um sinal positivo. Em um momento de comparação, a alternativa com o valor máximo presente deve ser selecionada, considerada a melhor (TIMMERHAUS; PETERS; WEST; 1991).

#### 2.4.14 Diagrama de fluxo de caixa dominado por custos

Apresenta-se, a seguir, um diagrama de fluxo de caixa dominado por custos:

Figura 36 —Fluxo de Caixa



Fonte: Timmerhaus 1991.

Nesse diagrama,  $P$  representa um investimento inicial,  $C_j$  é o custo líquido de operação e manutenção no final do ano  $j$ , enquanto  $S$  é o valor residual no final do ano  $n$ . Para calcular o valor presente nesse modelo de diagrama com uma determinada taxa de juros  $i$ , utiliza-se a seguinte fórmula:

$$PW(i) = P + C1 \left[ \frac{1}{(1+i)^1} \right] + C2 \left[ \frac{1}{(1+i)^2} \right] + \dots$$

$$+ Cj \left[ \frac{1}{(1+i)^j} \right] + Cn \left[ \frac{1}{(1+i)^n} \right] - S \left[ \frac{1}{(1+i)^n} \right]$$

Nesta fórmula, é atribuído um sinal positivo ao gasto e um sinal negativo para

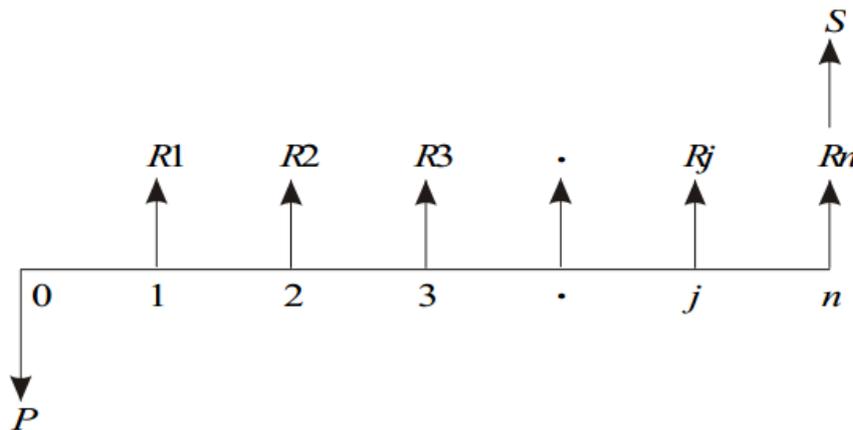
as receitas. Em uma comparação de alternativas, aquela que possuir uma quantidade mínima do valor presente deve ser selecionada, caracterizada como a melhor de todas as apresentadas (FRASER et al., 2006).

#### 2.4.15 Comparativa de alternativas: método de valor futuro

No método de comparação de alternativas através do valor futuro, aquela que possuir um valor futuro máximo de receita líquida ou com o valor de custo líquido futuro mínimo será selecionada para a implementação (TIMMERHAUS; PETERS; WEST; 1991).

#### 2.4.16 Diagrama de fluxo de caixa dominado por receitas

Figura 37 – Fluxo de caixa



Fonte: Timmerhauss1991

Nesse diagrama,  $P$  representa um investimento inicial,  $R_j$  é a receita no final do ano  $j$ , enquanto  $S$  é o valor residual no final do ano  $n$ . Para calcular o valor futuro nesse modelo de diagrama com uma determinada taxa de juros  $i$ , utiliza-se a seguinte fórmula (TIMMERHAUS; PETERS; WEST; 1991):

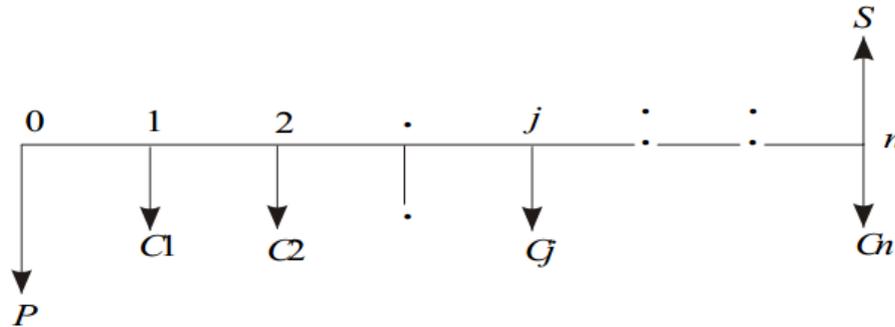
$$PW(i) = -P(1+i)^n + R_1(1+i)^{n-1} + R_2(1+i)^{n-2} + \dots \\ + R_j(1+i)^{n-j} + \dots + R_n + S$$

Nessa fórmula, o sinal negativo é atribuído ao gasto, enquanto o sinal positivo é atribuído às receitas. A alternativa com valor futuro máximo será considerada a melhor.

#### 2.4.17 Diagrama de fluxo de caixa dominado por custos

Apresenta-se, a seguir, um diagrama de fluxo de caixa dominado por custos:

Figura 38 – Fluxo de caixa



Fonte: Timmerhaus; 1991.

Nesse diagrama,  $P$  representa um investimento inicial,  $C_j$  é o custo líquido de operação e manutenção no final do ano  $j$ , enquanto  $S$  é o valor residual no final do ano  $n$ . A fórmula para o valor futuro do diagrama de fluxo de caixa dominado por custos acima de uma determinada taxa de juros  $i$  é:

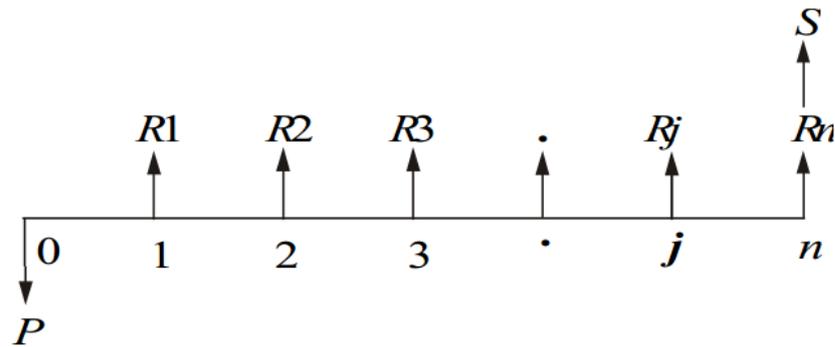
$$PW(i) = P(1+i)^n + C1(1+i)^{n-1} + C2(1+i)^{n-2} + \dots + Cj(1+i)^{n-j} + \dots + Cn - S$$

Nessa fórmula, o sinal negativo é atribuído às receitas e o sinal positivo atribuído às despesas. A alternativa com a quantidade mínima no valor de futuro é selecionada como a melhor opção (TIMMERHAUS; PETERS; WEST; 1991).

#### 2.4.18 Comparativa de alternativas: método de taxa de retorno

A taxa de retorno de um padrão de fluxo de caixa é a taxa de juro a que o valor presente reduz a zero. Nesse método de comparação, computa-se a taxa de retorno para cada alternativa. Em seguida, a alternativa que tem a maior taxa de retorno é selecionada como a melhor. Nesse modelo de análise, as despesas são sempre atribuídas com sinal negativo e as receitas são atribuídas com sinal positivo (CANADA et al., 2005).

Figura 39 — Fluxo de caixa



Fonte: Timmerhaus 1991.

Nesse modelo de diagrama,  $P$  representa um investimento inicial,  $R_j$  a receita líquida no final do ano  $j$ , e  $S$  o valor residual no final do ano  $n$ . O primeiro passo é encontrar o valor presente líquido do diagrama de fluxo de caixa, através da seguinte expressão em uma taxa de juros  $i$ :

$$PW(i) = -P + \frac{R_1}{(1+i)^1} + \frac{R_2}{(1+i)^2} + \dots$$

$$+ \frac{R_j}{(1+i)^j} + \dots + \frac{R_n}{(1+i)^n} + \frac{S}{(1+i)^n}$$

## 2.5 Conceitos básicos de engenharia de investimentos

As estimativas de custos objetivam prover bases para ações decisivas, com a finalidade de responder aos custos da planta, a possibilidade de construí-la ou se é possível expandir a indústria. As estimativas de custo são usadas para formalizar decisões técnicas e administrativas. Quando se toma decisão com referência à construção de uma planta, a estimativa de custo é o instrumento principal (AZEVEDO, 1992).

Muitos engenheiros gostariam de ter mais a dizer sobre a administração dos negócios de sua empresa. Poucos, no entanto, se dão conta do que tem realmente a dizer quando fazem estimativas de custo. E o modo pelo qual estas estimativas são feitas, é um dos principais fatores que influenciam o nível da profissão do engenheiro aos olhos da administração.

As empresas vivem ou morrem em função de suas estimativas. Se elas, consistentemente, são feitas por baixo, a empresa, com certeza, não se sustentará por muito tempo. Se, por outro lado, jogam com a segurança e estimam por alto, é pouco provável que

obtenham algum contrato. Por essas razões, os estímulos orçamentistas das empresas são geralmente respeitados.

Na realidade, as estimativas normalmente começam muito antes que o projeto seja definido. Desde a decisão básica de se construir ou não se construir uma planta, as estimativas de custos estão exercendo função sempre mais importante em cada fase do projeto.

Para que sejam de maior utilidade, as estimativas devem ser racionais e bem definidas no escopo. Na verdade, a única maneira de se fazer uma estimativa sobre a qual se possa tomar uma decisão segura, é fazê-la após ter o projeto de engenharia completo, incluindo-se aí os desenhos detalhados. Com dados de custos adequados de obras anteriores e completa relação de materiais, uma boa estimativa pode então ser feita.

Isto significa que a chefia deve assumir parte da responsabilidade pela má estimativa quando solicita a um engenheiro que a faça sem que se tenha um nível de informações suficientes para aquela estimativa.

Naturalmente, é muito frequente ter-se necessidade de estimativas baseadas em informações deficientes ou incompletas. Em tais casos, o engenheiro não é totalmente isento de responsabilidade. Compete a ele apontar, ao apresentar uma estimativa, qualquer imprecisão devido à falta de tempo ou dados completos ou detalhados. Falamos em falta de tempo, porque é muito comum pedir-se estimativas “sob pressão, para daqui a pouco, ou para amanhã”.

É possível, apesar de difícil, determinar o efeito que a falta de dados provoca na precisão das estimativas. E, se esta precisão for apontada claramente, a chefia poderá tomar suas decisões, sabendo plenamente os riscos que estará correndo.

Por exemplo, um projeto é apresentado com custo provável de US\$ 4 milhões, mas devido à falta de informações, poderia chegar facilmente à casa dos US\$ 5 milhões. Exposto desta forma, ninguém teria o direito de criticar seu custo real, se este atingisse realmente os US\$ 5 milhões.

Entretanto, se é dado um determinado prazo a um engenheiro para fazer uma estimativa e ele se antecipa, provavelmente ele não terá o direito de se justificar, dizendo que a exiguidade de tempo determinou a imprecisão de sua estimativa. Se num caso extremo, a estimativa for apresentada com a indicação de que poderia ser excedida numa faixa de 25% a 100%, a administração, com certeza, iria devolvê-la ao engenheiro, solicitando que ela fosse revista e que dados mais precisos fossem apresentados.

Ocorre que alguns orçamentistas não gostam de admitir, mesmo sob condições

adversas, que suas estimativas não sejam precisas. Todavia, mesmo quando elas são feitas com base em dados insuficientes, é muito importante que sejam incluídas observações relativas à sua precisão, bem como observações sobre o custo máximo em relação ao custo estimado.

Lembre-se, que a diferença entre os valores máximos deve ser a maneira mais eficaz de mostrar ao executivo consciente do valor do dinheiro os riscos que estará correndo. A fraqueza do orçamentista, minimizará as possibilidades da administração fazer correções mentais na estimativa, com base em estimativas realizadas anteriormente ou, pior ainda, com base na intuição.

É muito comum haver executivo que, de modo arbitrário, manipulam as estimativas de custos, somando ou subtraindo valores de seu próprio julgamento, induzindo os estimadores ou orçamentistas a chegarem a um determinado valor no orçamento. Em tais casos, todo o processo de se fazer estimativas degenera numa fonte de adivinhações e confusões.

A melhor maneira de um estimador se manter a salvo de problemas é se certificar de que suas estimativas são suficientemente altas. Mas, é necessário coragem para fazê-las altas demais.

As estimativas devem servir de guia na decisão sobre qual projeto deve ser escolhido entre vários possíveis. Assim, uma estimativa elevada pode facilmente levar a chefia a abandonar uma proposta atrativa. Sob as atuais condições econômicas, há poucos projetos que são realmente atrativos e seria um grande erro rejeitá-los por um erro de estimativa.

Superestimativas levam frequentemente a despesas excessivas em projetos e, talvez, até na construção. Em obras onde aparentemente o dinheiro é farto, é da natureza humana não se dar grande importância para os custos, da mesma maneira que se daria em obras onde os recursos são escassos. As despesas começam nas pranchetas, e por isto o controle de custos deve ser muito eficiente nessa fase, evitando que o projeto possa ser superdimensionado e muitos pontos supérfluos nele incluídos.

Dinheiro gasto em construção dificilmente é recuperável e se torna uma carga morta, afetando os lucros durante toda a vida útil da planta. Por outro lado, se a despesa refere-se à operação da planta, sempre há algum meio de reduzi-la ou eliminá-la. Por esta razão, é mais importante se precaver contra despesas desnecessárias ou supérfluas no projeto ou na construção do que na operação. Conclui-se, então, que superestimativas, apesar de não tão prejudiciais quanto as subestimativas, devem ser, também evitadas. Existe uma grande

tendência de se superestimar, porque críticas severas geralmente não se materializam. Estimativas elevadas geralmente resultam em projetos não aprovados e assim dificilmente alguém poderia fazer críticas, com provas materiais, dizendo que elas estavam muito altas. Assim, apesar de superestimativas serem, comparativamente, prática segura para o estimador, não o é para a empresa que toma decisões, provavelmente erradas, baseadas nelas.

Exploremos neste capítulo, tipos de estimativas de custo, sua elaboração e padrões de precisão.

Dentre as várias finalidades da estimativa de custos, destacamos:

- a) Possibilitar ao cliente uma análise da rentabilidade do investimento;
- b) Estudos de viabilidade;
- c) Seleção entre alternativas do projeto;
- d) Comparação da estimativa com diferentes tetos de investimento;
- e) Obtenção de fundos (recursos financeiros);
- f) Apresentação de propostas;
- g) Servir de base para o controle de custos.

Na elaboração de estimativa devem estar incluídos a descrição do seu escopo compreendendo os itens a serem incluídos, a descrição das áreas, subáreas e os sistemas que fazem parte da estimativa.

Também deverão ser mencionados os itens que, por alguma razão, ficaram excluídos da estimativa de custos. A escolha da estimativa, dentre seus diferentes tipos, varia de acordo com a sua finalidade. A seguir explicaremos.

Suponhamos que nosso interesse visa montar uma indústria química para determinada capacidade. Neste caso, elaboraremos uma estimativa de “ordem de grandeza”. Estas podem ser calculadas com base em ábacos existentes em livros especializados ou em comparações com plantas semelhantes. A faixa de precisão desta estimativa deve ser de +40% a -20%.

Após elaborarmos a estimativa “ordem de grandeza”, e concluindo-se pelo interesse em montar tal indústria, o próximo passo será “estimativa de estudo” que é peça do Estudo de Viabilidade do Projeto. Para este cálculo é necessário que se faça um levantamento mais apurado, determinando os custos de outras plantas semelhantes, já contribuídas, estimando-se, separadamente: os materiais e equipamentos, a construção e montagem, a engenharia, e outros grandes itens do empreendimento. A faixa de precisão desta estimativa é de +30% a -15%.

Se o empreendimento foi viável, a próxima etapa é a “estimativa definida”, que é da maior importância, pois será o orçamento base do empreendimento.

Dedicaremos uma explicação especial sobre a metodologia para a elaboração deste tipo de estimativa.

A “estimativa definida” é elaborada a partir de um número razoável de dados, que quanto mais confiáveis mais precisa será a estimativa. Em geral, as informações essenciais devem ser obtidas para a preparação deste tipo de estimativa são:

- a) Planta do terreno: a planta proposta do terreno é inicialmente revisada, sendo o mesmo e áreas adjacentes inspecionados para se preparar o plano diretor preliminar e estimar as melhorias gerais da área e as linhas de utilidades necessárias;
- b) Fluxogramas de processo: o fluxograma de processo preliminar é analisado juntamente com o cliente. Normalmente este fluxograma não indica as dimensões dos equipamentos ou o número de unidades necessárias. Além disso, nem sempre mostra os equipamentos auxiliares para unidades de processamentos auxiliares para unidades de processamento de grandes dimensões tais como secadores, filtros, etc.;
- c) Fluxograma preliminar de engenharia: este fluxograma pode ser esboçado indicando-se cada equipamento, suas dimensões e materiais de fabricação dos mesmos;
- d) Plano diretor de “layout” preliminar de equipamentos: estes dois documentos também são esboçados para indicar o tamanho aproximado dos prédios e outras informações necessárias para a preparação de estimativa definida;
- e) Lista preliminar de equipamentos e instrumentação: esta lista deve ser preparada com base no fluxograma de engenharia preliminar sendo utilizada para determinar o preço dos equipamentos e da instrumentação;
- f) Balanço de material energético: sempre que o fluxograma de processo fornecer informações suficientes sobre o fluxo de materiais, será apenas necessário preparar os balanços de vapor, água, eletricidade e demais utilidades, com a finalidade de dimensionar as instalações de serviço.

Na “estimativa definida”, o custo de mão de obra para cada item é calculado com base nas estimativas de material. Para itens como serviços gerais de implantação e tubulação, o custo de materiais de mão de obra é usualmente estimado como um todo,

podendo ser separados mediante percentuais. Estes percentuais dependerão do tipo de serviço normalmente subcontratado.

Para itens tais como equipamentos de processo, o custo de materiais é estimado diretamente e o custo da mão de obra é estimado mediante percentual.

Nos serviços gerais de implantação (melhorias gerais da área), devem ser incluídos os itens relativos aos serviços de demolição, limpeza do terreno e terra planagem, sistema viário interno, calçadas e meio-fio, cercas e portões, paisagismo etc..

No caso de edificações incluindo serviços, as planilhas de custo devem identificar o custo de cada edifício.

Para edificações de grande porte, os custos devem ser itemizados, e para as edificações de pequeno porte, apenas um custo global, incluindo serviços.

A estimativa de custo dos sistemas de iluminação, água e esgoto de um prédio deve estar incorporada no item “acabamento” do referido prédio.

Os serviços prediais são geralmente estimados com percentagem das instalações individualmente.

Considera-se prática adequada não incluir nenhum dos itens discriminados abaixo no custo dos edifícios:

1. Fundações para equipamentos de processo localizados no interior dos edifícios a menos que a fundação faça a parte da estrutura do prédio.
2. Suportes, inclusive plataformas, para equipamentos de processamento localizados no interior dos edifícios.
3. Instalações hidráulicas para processo, tais como drenagem para equipamentos.

Este procedimento é um tanto arbitrário uma vez que as treliças da cobertura ou coluna da estrutura são reforçadas para suportar plataformas e equipamentos, porém tal incremento em custos representa normalmente apenas pequena percentagem (menos de 5%) do custo da estrutura.

As estimativas de custo do custo dos edifícios são geralmente preparadas com base nos preços unitários, sendo o dimensionamento aproximado dos edifícios feito com base no “layout” geral. Os preços unitários são selecionados de acordo com o tipo de construção mais provável. Tais preços são relacionados ao metro quadrado de área construída, volume construído etc.

Na preparação de uma “ESTIMATIVA DEFINIDA” para equipamentos, convém grupá-los conforme indicado a seguir:

- Bombas
- Compressores e Ventiladores
- Equipamentos de Manuseio de Sólidos
- Equipamentos de Transportes
- Moinhos e Britadores
- Turbinas
- Geradores de Vapor, Caldeiras
- Fornalhas, Aquecedores
- Trocadores de Calor
- Equipamentos Especiais de Transferência de Calor
- Vaporizadores, Evaporadores
- Acionadores térmicos
- Equipamentos de Processo
- Vasos
- Tanques
- Equipamentos de Separação e Tratamento
- Torres e Internos
- Reatores
- Equipamentos Eletrolíticos
- Equipamentos de Combate a Incêndio
- Geradores Elétricos
- Transformadores
- Painéis Elétricos
- Motores Elétricos
- Equipamentos de Comunicação
- Outros Equipamentos Elétricos
- Instrumentos
- Sendo tais equipamentos grupados, convenientemente, em subáreas funcionais.
- Para os materiais é conveniente o seguinte grupamento:
- Estruturas Metálicas
- Tubulações Gerais

- Materiais de Proteção
- Isolamento Térmico e Pintura
- Materiais de Proteção de Incêndio
- Materiais Elétricos
- Instrumentação

O fluxograma preliminar de processo e a lista de equipamentos indicarão quais os equipamentos que devem constar em cada grupo funcional.

Embora a lista completa de todos os equipamentos incluídos no fluxograma de processos seja, às vezes, apresentada nas folhas de dados, a indicação dos grupos de equipamentos, na maioria das vezes é suficiente, usando a lista preliminar de equipamentos como complemento.

Independentemente da forma pela qual a estimativa é apresentada, é importante identificar-se o preço de cada equipamento de processo. A maior parte destes equipamentos são tanques, vasos, agitadores, bombas, compressores, etc., cujos preços se encontram à mão ou podem ser facilmente obtidos junto aos fornecedores. No caso de equipamentos mais especializados tais como filtros, secadores, etc., torna-se necessário contato com os fabricantes para se obter os custos estimados dos mesmos e suas instalações. É recomendável certo cuidado para que o custo dos materiais acessórios como: dutos, válvulas, isolamento, etc., sejam incluídos.

Na “estimativa definida” não é usual se fazer estimativas separadamente para as fundações dos equipamentos. Normalmente, é suficiente apresentar uma estimativa conjunta para todas as fundações dos equipamentos externos e dos equipamentos internos aos prédios industriais.

Os custos para as fundações de equipamentos podem ser estimados ou como percentagem do custo de todos os equipamentos apoiados sobre fundações ou através de uma estimativa de metragem cúbica de concreto necessária para as fundações, à qual será aplicado um preço unitário.

Considerações semelhantes se aplicam aos suportes para equipamentos. O metro quadrado de plataforma necessário para acesso do equipamento e o peso aproximado do equipamento apoiado sobre estas plataformas são estimados a partir de “layouts” preliminares, aplicando-se então um preço unitário à área da plataforma. Qualquer suporte que não esteja fixado na estrutura de plataforma pode ser avaliado separadamente como uma percentagem de custo de equipamentos que requeiram suportes individuais.

Com referência às tubulações de processo, devemos incluir sob este título todas as tubulações relativas à matéria-prima, produtos intermediários, produtos acabados, vapor, água, ar, tubulação para esgotos e outros serviços utilizados no processo industrial. Normalmente os preços das tubulações são os mais difíceis de se determinar acuradamente, tanto nas estimativas definidas como nas estimativas finais, todavia o processo aqui indicado oferece bons resultados.

A tubulação de processo pode ser convenientemente grupada de forma semelhante àquela utilizada para os equipamentos conforme demonstrado anteriormente, com base em P & I (*piping and instrument flowcharts*, isto é, fluxograma de tubulação e instrumentação preliminares).

As estimativas relativas às tubulações em geral são relativamente simples. As dimensões da tubulação são estimadas mais frequentemente pela experiência do que por meio de cálculos e tabelas, em seguida a tubulação é esboçada no plano diretor e no “layout” geral, sendo o comprimento e os diferentes diâmetros tabulados para cada material a ser utilizado nas tubulações. Um preço unitário incluindo material, acessórios e suportes e aplicado para cada uma das tubulações de diferentes diâmetros a fim de se obter o custo total da tubulação. A mão de obra para montagem é estimada separadamente.

No que se refere às tubulações dos equipamentos de processo, o procedimento depende do tipo de equipamento incluído em cada grupo funcional. Um grupo poderá incluir, por exemplo, os equipamentos de porte relativamente grande que provavelmente são fornecidos completos com bombas e outros equipamentos auxiliares e cujas tubulações são facilmente identificadas. O preço estimado para o custo total de toda a tubulação deste grupo pode ser frequentemente obtido junto aos fabricantes. Caso contrário pode-se elaborar um esboço da tubulação, estimando-se os seus custos conforme a descrição apresentada para a estimativa de custo de tubulações para matérias-primas.

Contudo, há certos grupos de equipamentos como tanques e vasos, bombas, trocadores de calor, torres de destilação etc., cujos componentes poderão ser fornecidos por um determinado fabricante, e cujas quantidades e disposição das tubulações não são facilmente visualizadas a não ser após considerável análise.

Para tais grupos, o custo da tubulação de processo incluindo a instalação, tem sido arbitrariamente estimado em 70% do custo total do equipamento instalado ligado à tubulação.

Além do grau de subdivisão acima indicado, poderá ser conveniente mostrar valores separados para a tubulação de instrumentação e isolamento de tubulação. Para a

estimativa definida, no entanto, estes itens podem ser calculados como percentagem do custo total da instrumentação e do custo total da tubulação.

Com referência às instalações elétricas, estas incluem basicamente iluminação e força, referindo-se o primeiro item às instalações internas e externas. O número de luminárias é estimado a partir do plano diretor e “layouts” preliminares. Um preço unitário, dependendo do tipo de instalação desejado, é aplicado à quantidade estimada.

No item eletricidade, as planilhas devem indicar os preços para os seguintes componentes do projeto:

1. Subestações
2. Alimentadores
3. Casas de controle
4. Fiação

A subestação é dimensionada a partir da lista preliminar de motores e requisitos de iluminação. As estimativas para uma instalação de subestação completa são facilmente obtidas. Os alimentadores são dimensionados, sendo seu custo estimado na base de preço unitário. As casas de controle e fiação elétrica são estimadas a partir do número e potência dos motores requeridos pelo processo, e também pelo tipo de instalação de fiação. A fiação elétrica para instrumentação é, às vezes, apresentada separadamente e estimada como percentagem do custo dos diferentes tipos de instrumento que exigem fiação. Pode haver certos equipamentos de processo que exijam circuitos de bloqueio e outros circuitos elétricos especiais, e geralmente não há tempo suficiente para tal detalhamento. Se a equipe que estiver fazendo uma estimativa souber que boa parte dos equipamentos terá circuito de bloqueio, esta equipe usará valores de custo mais altos para a fiação elétrica.

Havendo necessidade de se obter maior detalhamento do que aquele disponível para instalações de caldeiras e casa de força a partir do preço unitário, podem-se fazer estimativas para as principais subdivisões dos serviços de construção envolvidos no projeto da instalação industrial. No caso de instalações de compressores de ar, pode-se facilmente obter os custos junto aos fabricantes.

Outros custos devem constar das estimativas, tal como a contingência que é expressa sob a forma de um percentual do custo total, bem como o custo de instalações temporárias (canteiro de obra) que devem ser estimados de acordo com o plano diretor preliminar e que também varia com a magnitude do projeto. As próprias despesas de supervisão de campo são estimadas a partir de um cronograma de construção que indique o número provável de homens-horas necessários para a construção, serviços de supervisão, de

obras, planejamento, controle de custo, etc. O item Engenharia e Suprimentos deve incluir os custos referentes à engenharia de projeto, suprimentos, despesas com mecanografia, despesas de viagem, etc.

Para finalizar essa explanação sobre a “Estimativa definida”, devemos acrescentar que a menos que os trabalhos de projeto já tenham sido iniciados enquanto se preparam as estimativas preliminares, qualquer procedimento mais formal do que aqueles aqui mencionados raramente serão justificados pelas informações disponíveis. A faixa de precisão deste tipo de estimativa deve ser de +20% a -12%.

O próximo tipo de estimativa é a de controle, que deve possuir um grau de detalhamento bem maior que as anteriores. É realizada quando o projeto de detalhamento já está relativamente adiantado, mas não dependendo da construção já ter sido iniciada.

A boa precisão desta estimativa ocorre pelo fato de possuímos nesta fase do projeto as requisições de todos os equipamentos de processo com boa parte dos pedidos cotados, o plano diretor definido, bem como uma relação preliminar de materiais de tubulação, instrumentação e materiais elétricos.

Deve ser feita para este tipo de estimativa uma revisão da previsão dos homens-horas de projeto, de construção e montagem, bem como uma revisão das estimativas de materiais e equipamentos de construção e montagem.

Para a elaboração desta estimativa é necessário que se tenham as seguintes bases mínimas:

- Lista final de equipamentos
- P & I definitivo aprovado
- Plano diretor definitivo aprovado
- Preços reais de equipamentos para todo o processo e utilidade
- Relatório preliminar de solos com as recomendações sobre os tipos de fundações a serem usados
- Locação exata da planta
- Cronograma bem definido
- Diagrama unifilar elétrico
- Considerações sobre meios de transporte
- Escopo de engenharia bem definido
- Especificações gerais finais
- Especificações detalhadas completas

- Desenhos preliminares de fundações
- Desenhos preliminares estruturais
- Desenhos preliminares dos isométricos
- “Pacotes” elétricos
- “Pacotes” de instrumentação
- Desenhos preliminares dos prédios
- Facilidades temporárias bem definidas, definição das utilidades e “layout”.

Esta estimativa tem uma faixa de erros da ordem de +15% a -10%.

Após a estimativa de controle, temos o último tipo de estimativa com maior grau de precisão, que é a “estimativa firme”.

Tal estimativa deve ser elaborada quando o andamento da engenharia já estiver na faixa de 60% a 90% de progresso e a construção já iniciada. A tabela 7 , apresenta estas estimativas

Serão necessárias para esta estimativa as seguintes bases mínimas:

1. Especificações detalhadas finais
2. Desenhos
  - a. P & I final para as unidades de processo, para utilidades e testes hidráulicos e a vácuo;
  - b. Mapa topográfico;
  - c. Desenhos de construção (com 70% emitidos);
  - d. Definição do sistema subterrâneo.
3. Outros dados:
  - a. Relatórios finais sobre as características do solo;
  - b. Informações sobre meios de transporte;
  - c. Estimativas firmes para equipamentos principais;
  - d. Definição final das construções temporárias e utilidades;
  - e. Informações sobre dimensões e peso de peças e equipamentos com a finalidade de dimensionar os equipamentos de construção e montagem;
  - f. Especificações de isolamento e pintura;
  - g. Definição completa da parte mecânica;
  - h. Cronogramas definidos;
  - i. Escopo final de engenharia.

Tabela 7 — Modelo de planilha

Estimativa	Ordem de Grandeza	de Estudo	Definida	de Controle	Firme
Classe	I	II	III	IV	V
Engenharia e Suprimento	0% a 5%	0% a 10%	3% a 15%	10% a 60%	60% a 90%
Construção e Montagem	0%	0%	0%	0% a 5%	1% a 50%
Execução Total	0% a 3%	0% a 5%	1% a 10%	5% a 40%	30% a 70%
Precisão da Estimativa	+ 40% - 20%	+ 30% - 15%	+ 20% - 12%	+ 15% - 10%	+ 7% - 5%

Fonte: Azevedo,1985

## 2.6 Escalonamento (Scale-Up)

O conceito de escalonamento parte da própria definição de medição, haja vista que medir é atribuir números às propriedades dos objetivos ou operações, de acordo com certos critérios e regras. O escalonamento é o processo em que se desenvolvem critérios e regras de atribuição numérica, que determinam as unidades de medida significativa para levar de um tamanho dado a outro tamanho maior ou menor uma operação ou objeto (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

Escalonar um processo ou equipe é convertê-lo de sua escala de investigação (laboratório ou piloto) à escala industrial, de produção. Por exemplo, em um laboratório de investigação é desenvolvido um novo produto com valor comercial por meio de uma reação química usando alguns equipamentos. O engenheiro químico é capacitado para levar esse novo produto mediante o escalonamento, analisando as condições de reação e os fatores de influência para definir os equipamentos necessários e propor o processo de produção em massa desse produto (BISIO; KABEL, 1985).

A princípio, o escalonamento era entendido como a simples ação de enlanguescer as coisas. Ao final do século XIX, os químicos alemães, capazes de produzir em laboratório muitas substâncias de alto valor comercial ou político, não eram capazes de reproduzi-los em grande escala com a mesma qualidade, rendimento e pureza (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

Deu-se em conta de que escalonar uma reação química de laboratório a nível

industrial requeria um conhecimento maior que simplesmente químico. Isso foi demonstrado quando surgiu o método Haber-Bosch, em que as características físicas e químicas da reação eram consideradas, assim como o equipamento necessário para realizá-la. Foi assim que a engenharia comprovou a necessidade de integrar a física e a química para o escalonamento de processos, e que essa era a única disciplina da engenharia capaz de fazê-lo (THRING; JOHNSTONE, 1957).

## 2.7 Plantas piloto

É definida como o processo que consiste em partes específicas que operam como um todo harmônico, com o propósito de reproduzir em escala os processos produtivos. Nesses processos, há a intervenção de fenômenos simples ou complexos, permitindo a análise das interações presentes em operações como a termodinâmica, o fluxo de fluidos, transferência de massa e energia, as reações químicas, a biotecnologia, o controle de processos, entre outros (BAASEL, 1990).

Além disso, também facilita a posterior operação e aplicação em nível industrial, ou em alguma área de trabalho determinada. Serve para a confrontação da teoria com a prática, a experimentação nas áreas do conhecimento. O uso de plantas piloto de processo em escala tem como propósito (THRING; JOHNSTONE, 1957):

- Predizer o comportamento de uma planta em nível industrial, operando a planta piloto em condições similares às esperadas. Neste caso, os dados obtidos serão a base para o desenho da planta industrial.
- Estudar o comportamento de plantas industriais já construídas, em que a planta piloto é uma réplica e estará sujeita às condições de operação previstas para a planta industrial. Neste caso, a planta piloto se chama modelo e tem como função principal demonstrar os efeitos das mudanças das condições de operação, de maneira mais rápida e econômica que se realizaria na planta original.

A finalidade de usar plantas pilotos na engenharia química envolvem a tomada de decisões; trabalho em equipe; manejo e manipulação das variações; compreensão dos processos; resolução de problemas; pró-atividade; controle do tempo; interdisciplinaridade e criatividade (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

A finalidade comercial ao operar uma planta piloto em certas condições definidas e controladas, além de predizer o comportamento que será apresentado numa planta

em nível industrial, em condições similares ou iguais às estudadas, permite realizar estudos da factibilidade econômica para a produção e massa de um novo produto, assim como implementar melhorias a um processo já existente para otimizar a produção, melhorando sua qualidade (BAASEL, 1990).

A planta piloto é uma peça fundamental para o desenvolvimento de novas tecnologias, pois ao realizar estudos nela, são gerados novos conhecimentos e critérios técnicos que permitem dar passos em direção à otimização, controle, alcance, segurança, rentabilidade, etc., dos processos, equipes e energias produtivas (THRING; JOHNSTONE, 1957).

A planta piloto permite experimentar de forma econômica e eficaz o comportamento em escala de condições de operação; parâmetros de desenho; materiais de construção; operações unitárias; impurezas; corrosão; procedimentos operativos; problemas de trabalho; problemas ambientais. Isso permite criar recursos humanos capacitados, com conhecimento e experiência técnica, para prever erros antes do início ou durante a operação da planta industrial (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

O passo fundamental para o escalonamento consiste em passar os dados obtidos para a planta piloto, em um modelo que pode ser:

- Fenomenológico: fundamentado em alguns raciocínios teóricos de tipo microscópico. Não envolve considerações moleculares e permite a predição em ramos ou intervalos de operação não estudados experimentalmente.
- Empírico: postula-se sem bases teóricas e se espera que ajuste a interação entre os dados no ramo ou intervalo de experimentações.
- De similaridade: obtido a partir de uma análise de similaridade com respeito às analogias físicas de tipo térmico, mecânico, geométrico, químico, etc.

O modelo de escalonamento depende tanto do processo em questão como da geometria das equipes envolvidas.

O princípio de similaridade refere-se à relação que existe entre sistemas físicos e o tamanho dos mesmos, sendo básico no escalonamento de processos físicos e químicos. Os sistemas físicos são caracterizados em geral por três qualidades: tamanho, forma e composição. As três variáveis são independentes; por exemplo, dois objetos podem ser diferentes em tamanho, mas ter a mesma forma e composição (BAASEL, 1990).

O princípio de similaridade está relacionado com o conceito de forma a partir

do fato de que esta é independente do tamanho e composição. Em termos mais precisos, esse princípio estabelece o seguinte: a configuração espacial e temporal de um sistema físico está determinada pelas relações das magnitudes dentro do próprio sistema e não dependendo do tamanho nem da natureza das unidades as quais se medem essas magnitudes (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

O engenheiro químico está relacionado com sistemas complexos compostos por corpos sólidos e fluidos, onde se levam a cabo transferências de matéria e energia, assim como as transformações químicas. O conceito de forma aplicado nesses sistemas não envolve unicamente as proporções geométricas de seus membros, mas também devem anexar questões como são os padrões de fluxo em fluidos, gradientes de temperatura, perfis de concentração com respeito ao tempo, etc. Dentro da engenharia química, são de interesse quatro tipos de similaridades: geométrica, mecânica, térmica e química (THRING; JOHNSTONE, 1957).

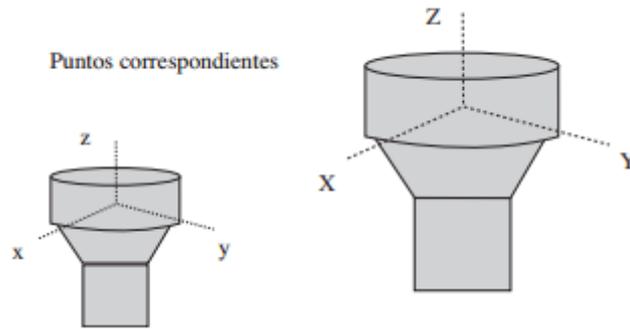
Cada tipo de similaridade é necessário para realizar o escalonamento de qualquer sistema. Por exemplo, para efetuar uma similaridade química completa é preciso levar em conta as similaridades geométricas, mecânicas e térmicas (BISIO; KABEL, 1985).

A similaridade geométrica se define com maior precisão em termos de correspondência. Considerando dois corpos sólidos, cada um proveniente de três eixos imaginários em um espaço que se interseccionam a fim de serem descritos de igual forma em todos os seus pontos em um mesmo sistema de coordenadas. Um ponto no primeiro corpo está dado pelas coordenadas  $x, y, z$ , enquanto no segundo corpo, um ponto correspondente está dado pelas coordenadas  $X, Y, Z$ . Ambos os grupos de coordenadas estão relacionados pela equação:

$$\frac{X}{x} = \frac{Y}{y} = \frac{Z}{z} = L$$

A relação de escalonamento linear  $L$  é constante. Esses dois pontos e todos os demais pares de coordenadas espaciais que estão relacionados ao termo de  $L$  são conhecidos como pontos correspondentes. Com isso se define que dois corpos são geometricamente similares quando para todo ponto no primeiro corpo existe um ponto no segundo. O conceito de similaridade geométrica é ilustrado a seguir (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993):

Figura 40 — Protótipos



Fonte: Euzen, 1993

Isso é possível quando cada ponto no primeiro corpo pode ter mais de um ponto correspondente no segundo. Isso ocorre quando o segundo corpo está composto por elementos idênticos múltiplos, geometricamente similares ao primeiro. Não é necessário que a relação de escalonamento seja a mesma em cada um dos eixos. Uma definição mais geral acerca dos pontos correspondentes está dada por:

$$\frac{X}{x} = X'; \quad \frac{Y}{y} = Y'; \quad \frac{Z}{z} = Z'$$

Nessa equação,  $X'$ ,  $Y'$  e  $Z'$  são relações de escalonamento constantes, mas não necessariamente iguais. A relação entre dois corpos em que as razões de escalonamento são diferentes em diferentes direções se denomina similaridade distorcida.

Na similaridade mecânica, compreende-se em sua área a similaridade estática, cinemática e dinâmica. Cada uma dessas pode considerar-se como uma extensão do conceito de similaridade geométrica em sistemas fixos ou em movimento, sujeitos a forças externas ou internas (Baasel, W. D., 1990).

A similaridade estática se apresenta em corpos sólidos sujeitos a esforços constantes e se define da seguinte maneira: corpos geometricamente similares são também estaticamente similares quando ao estiverem sujeitos a esforços constantes suas deformações relativas são tais que permanecem geometricamente similares.

A relação dos deslocamentos correspondentes será igual à relação de escala. No caso da deformação elástica, a condição para igualdade nas deformações em cada corpo é o que os esforços correspondentes são em relação aos módulos elásticos. A relação das forças  $F$  que atuam em pontos correspondentes em sistemas com similaridade elástica está dada por:

$$F = \frac{E^*}{L^2}$$

Em que  $E^* = E'/E$  é a relação dos módulos de elasticidade entre modelo e

protótipo. Esse modelo de similaridade é interessante no campo da engenharia mecânica para medir deformações elásticas e plásticas nos corpos com membros e estruturas de forma complexa. No caso das deformações plásticas, a condição de igualdade em forças correspondentes se define pela equação:

$$F = \frac{Y^*}{L^2}$$

Em que  $Y^* = Y'/Y$  é a relação dos pontos de deformação do protótipo e do modelo.

No conceito de similaridade cinemática, sua aplicação se dá para sólidos ou fluidos em movimento. Como na similaridade geométrica, são aplicadas três coordenadas espaciais, mas são introduzidas no caso da dimensão tempo. Os tempos são medidos desde um critério arbitrário para cada sistema e os tempos correspondentes se definem como àqueles para que  $T$  é constante e se define como a relação de escala do tempo:  $T = t'/t$  (Baasel, W. D., 1990).

Os sistemas em movimento com similaridade geométrica estão em similaridade cinemática quando partículas correspondentes traçam trajetórias geométricas correspondentes em intervalos de tempo também correspondentes. Para propósitos de engenharia, é mais conveniente realizar escalonamentos com base em similaridade cinemática utilizando o conceito de correspondência de velocidades, pois a cada partícula corresponde uma velocidade determinada em um tempo determinado. A relação entre as velocidades correspondentes é  $v'/v = V = L/T$  e, no caso de similaridade geométrica distorcida, a relação de velocidades correspondentes pode variar para direções diferentes (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

A similaridade cinemática é de especial interesse para a engenharia química, já que se dois fluidos geometricamente similares são também cinematicamente similares, então os padrões de fluxo são geometricamente similares, e as velocidades de transferência de calor e massa entre dois sistemas se encontram em uma relação simples.

A similaridade dinâmica está relacionada com as forças que aceleram ou retardam o movimento das massas dentro de sistemas dinâmicos. As forças do mesmo tipo, como as gravitacionais, que atuam sobre determinadas partículas em tempos determinados se chamam forças correspondentes (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

Essa similaridade pode ser definida da seguinte maneira: sistemas em movimento com similaridade geométrica são dinamicamente similares quando as relações de todas as forças correspondentes são iguais. Se as forças que atuam em um ponto dado são  $n$

tipos diferentes ( $F_1, F_2, F_3, \dots, F_n$ ) e requer que, de acordo com a equação  $F_1'/F_1 = F_2'/F_2 = \dots = F_n'/F_n = \text{cte}$ .

A similaridade dinâmica é de grande importância em sistemas de fluxo de fluidos para prever quedas de pressão ou consumos de potência. Nas transferências de calor e massa, assim como nas reações químicas é importante para estabelecer indiretamente relações de similaridade cinemática ((BISIO; KABEL, 1985).

Na similaridade térmica, são envolvidos os sistemas em que se apresenta fluxo de calor pelo que se introduz a dimensão temperatura além da longitude, força e tempo. O calor pode fluir por convecção, condução e radiação. A diferença de temperaturas a tempos correspondentes entre um par de pontos de um sistema e entre um par de pontos de outro se definem como temperaturas correspondentes (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

Os sistemas que apresentam similaridade geométrica são termicamente similares quando a diferença de temperatura conserva uma relação constante entre eles, assim como quando os sistemas que estão em movimento são cineticamente similares.

A similaridade térmica requer que os fluxos correspondentes de calor guardem uma relação constante em cada sistema. Se  $H_r, H_c$  e  $H_v$  representam quantidades de calor transferido por segundo por radiação, condução e convecção, respectivamente para ter similaridade térmica é necessário que  $H_r'/H_r = H_c'/H_c = H_v'/H_v = \text{cte}$ .

Alternativamente em termos de relações intrínsecas, se tem que, de acordo com  $H_r'/H_c' = H_r/H_c, H_r'/H_v' = H_r/H_v$ . Em geral, não é possível manter as três relações simultaneamente em todos os pontos, e a similaridade térmica pode se estabelecer somente se são depreciáveis a condução, convecção e radiação ((BISIO; KABEL, 1985).

Na similaridade química, há relação com sistemas que apresentam reações químicas onde a composição varia de um ponto a outro, já em processos intermitentes ou contínuos, em diferentes instantes. Não se introduz nenhuma nova dimensão, não é necessário que as composições químicas de ambos os sistemas sejam as mesmas, somente que exista uma relação fixa entre as concentrações pontuais de alguns componentes das quais se realiza a comparação. Quando um sistema tem um componente A e outro B, e se deseja estabelecer a similaridade entre A e B, essas substâncias serão correspondentes (BISIO; KABEL, 1985).

Os sistemas com similaridade geométrica e térmica estão em similaridade química quando as diferenças correspondentes de concentração mantém uma relação constante entre um e outro, quando os sistemas estão em movimento, são cineticamente similares.

Como foi citado anteriormente, as similaridades mecânica, térmica ou química

entre sistemas com similaridade geométrica pode se especificar em termos de critérios que são relações intrínsecas de medidas, forças ou velocidades de transferência dentro de cada sistema.

Dado que esses critérios são relações de quantidades similares, estas são adimensionais e existem dois métodos para obtê-los quando as equações diferenciais do modelo não são conhecidas, mas quando são identificadas todas as variáveis que intervêm no fenômeno é possível obter o critério de similaridade por meio da análise dimensional. No caso de conhecer as equações diferenciais do sistema, mas não ter métodos para integrá-las, o critério de similaridade se obtém da mesma forma diferencial (Baasel, W. D., 1990).

A análise dimensional é uma poderosa ferramenta que permite simplificar o estudo de qualquer fenômeno em que são envolvidas magnitudes físicas. O resultado fundamental, o teorema de Vaschy-Buckingham permite mudar o conjunto original de parâmetros de entrada dimensionais de um problema físico por outro conjunto de parâmetros de entrada adimensionais mais reduzidos. Esses parâmetros adimensionais são obtidos através de combinações adequadas dos parâmetros dimensionais e não são únicos. Desse modo, ao obter um desses conjuntos de tamanho mínimo, consegue-se (BISIO; KABEL, 1985):

- Analisar com maior facilidade o sistema objeto de estudo e
- Reduzir drasticamente o número de ensaios que deve se realizar para averiguar o comportamento ou resposta de um determinado sistema.

A análise dimensional também é a base dos ensaios em escala reduzida utilizados em muitos ramos da engenharia, tais como a química, aeronáutica, mecânica ou civil. A partir de ensaios, foram obtidas informações sobre o que ocorre no fenômeno em escala real, quando existe similaridade física entre o fenômeno real e o ensaio (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993).

Finalmente, a análise dimensional também é uma ferramenta útil para detectar erros em cálculos científicos. Com este fim se comprova a congruência das unidades empenhadas nos cálculos, prestando especial atenção às unidades dos resultados. Para reduzir um problema dimensional a outro adimensional com menos parâmetros, seguem outros passos gerais (EUZEN; TRAMBOUZE; WAUQUIER, 1993):

- Contar o número de variáveis dimensionais  $n$ .
- Contar o número de unidades básicas (longitude, tempo, massa, temperatura, etc)  $m$ .
- Determinar o número de grupos adimensionais. Número de  $\pi = n - m$ .

- Fazer com que cada número  $\pi$  dependa de  $n - m$  variáveis fixas e que cada um dependa de uma das  $m$  variáveis restantes (recomenda-se que as variáveis fixas sejam uma de fluido, uma geométrica e outra cinemática).
- O número  $\pi$  que contenha a variável que se deseja determinar se põe como função dos demais números adimensionais.
- O modelo deve ter seus números adimensionais iguais às do protótipo para assegurar similitude.
- Determina-se a dependência do número adimensional requerido experimentalmente.

### 3 PROCESSO PARA A RECUPERAÇÃO DE METAIS DA LAMA VERMELHA

A Lama Vermelha é o maior resíduo gerado pela indústria do alumínio. Seu descarte traz uma série de problemas ambientais, além de aumentar significativamente o custo desta indústria (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007; PARAMGURU; RATH; MISRA, 2005; OCEBERG, 1996).

O alumínio metálico é produzido a partir da bauxita, em um processo de duas fases. Na primeira fase, a alumina hidratada é obtida através do processo Bayer. Numa segunda fase, o alumínio metálico é obtido através de eletrólise em células de Hall-Herout (BRUONORI et al., 2005).

A Bauxita, um mineral que ocorre naturalmente, é um material heterogêneo composto principalmente de óxidos hidratados de alumínio e uma mistura de sílica, óxido de ferro, dióxido de titânio, silicato de alumínio e outras impurezas em quantidades menores. Os principais óxidos de alumínio encontrados em diferentes proporções na bauxita são gibbsita, boemita e isômeros de dispora. Bauxita é tipicamente classificada de acordo com seu uso comercial como abrasivo, cimento, químico, material metalúrgico e refratário, entre outros (PARAMGURU; RATH; MISRA, 2005).

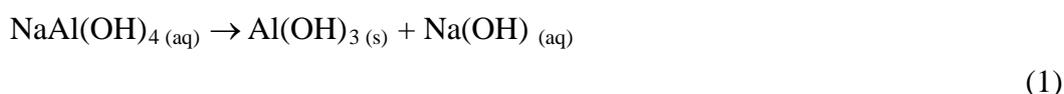
Na maior parte do mundo a bauxita (aproximadamente 85%) é utilizada como matéria-prima para a fabricação de alumina por meio de um processo de lixiviação química, conhecido como "método Bayer". Subsequentemente, a maior parte da alumina produzida por este processo de refinamento é utilizada como matéria-prima para a produção de alumínio metálico mediante a redução eletrolítica da alumina em um banho de *fundição* da criolita natural ou sintética ( $\text{Na}_3\text{AlF}_6$ ) ou  $\text{AlF}_3$  (OCEBERG, 1996).

A etapa inicial de produção de alumina, chamado de digestão, envolve a moagem de bauxita, seguido pela digestão em si em uma solução cáustica de hidróxido de sódio ( $\text{Na}(\text{OH})$ ) sob condições de temperatura e pressão. As condições em que a digestão acontece (concentração, temperatura e pressão) variam de acordo com as propriedades da bauxita. Sob estas condições, o alumínio são dissolvidas, formando um licor verde (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007).

Subsequentemente, há uma fase de clarificação, que é uma das etapas mais importantes do processo (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007). Nesta fase, separa-se o sólido (resíduo insolúvel) e fases líquidas (licor). As técnicas empregadas geralmente envolvem um processo de filtração seguido por espessamento. O espessamento é um processo de decantação em que o resíduo resultante do processo de digestão é transferida para

as chamadas unidades de lavagem / espessamento. O objetivo destas unidades é engrossar o resíduo, aumentando o seu teor de sólidos, de modo a recuperar a maior quantidade de Na (OH) possível, e proporcionar um "excesso" no filtro. Nesta fase, é comum adicionar o polímero para induzir floculação das partículas no agente espessante (PARAMGURU; RATH; MISRA, 2005).

Em seguida, há o passo de precipitação em que o resfriamento do licor verde acontece. Após esse resfriamento, uma pequena quantidade de cristais de alumina (seeding/ sementeira) é adicionado para estimular  $\text{NaAl(OH)}_4$  (aq) a precipitação numa operação inversa à digestão como visto na Equação (1).



A alumina cristalizada é encaminhada para a calcinação, e o licor residual contendo Na (OH) e alguns cristais de alumina passa para a etapa de digestão (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007).

A calcinação é a etapa final do processo, em que a alumina é lavada para remover qualquer licor residual, e então secada (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007).

A alumina é calcinada a cerca de 1000 ° C para desidratar os cristais, formando cristais brancos puros de alumina, com um aspecto de areia, de acordo com a Equação (2).



O resíduo insolúvel formado durante a clarificação é geralmente chamado de lama vermelha (red mud). A lama vermelha, como o nome sugere, é uma lama avermelhada altamente cáustica, que consiste em partículas menores do que 10 micrómetros em média. Existem poucas partículas maiores que 20 micrómetros. Este resíduo é composto principalmente de ferro, alumínio, silício, cálcio, titânio e sódio. A composição da lama vermelha, obviamente, depende da bauxita, que é usada na produção de alumina, que tem a composição geral de acordo com a Figura 1, com uma área superficial de 13-16 m<sup>2</sup> / g e uma densidade de 3,3 g / cm. A quantidade de lama vermelha varia de 0,5 a 2,0 (lama vermelha seca / tonelada de alumina) por tonelada de alumina produzida (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007).

No Brasil, os dados publicados sobre a geração de lama vermelha são

praticamente inexistentes. No entanto, o país é o terceiro maior produtor do produto no mundo, e conta com as principais empresas que operam na produção de alumina. Com base em inferências, conclui-se que a geração de lama vermelha no Brasil deve ser maior de quatro milhões de toneladas / ano. Esses números mostram a dimensão do desafio ambiental que a lama vermelha representa (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007).

Portanto, pode-se considerar que a lama vermelha é uma importante responsabilidade ambiental para a indústria de fundição de alumínio, devido ao risco de contaminação ambiental e os custos associados com o seu manuseamento e descarte, que representam uma grande parte do custo da produção de alumina. De acordo com a Comissão Mundial sobre Meio Ambiente e Desenvolvimento, a produção de metais não-ferrosos, especialmente alumínio, é uma das atividades industriais mais poluentes (SILVA FILHO; ALVES; DA MOTTA, 2007).

Várias tentativas têm sido feitas, a fim de reutilizar a lama vermelha, mas nenhuma das formas apresentadas se mostrou economicamente viável (PARAMGURU; RATH; MISRA, 2005). As alternativas mais interessantes são aquelas que têm tentado dissolver os metais presentes na lama sulfúrica, utilizando ácido sulfúrico em alta temperatura (300°C). No entanto, mesmo essas alternativas atingiram cerca de 85-90% de extração de metais (PARAMGURU; RATH; MISRA, 2005), que não permitiu a implementação desses processos em escala industrial. A qualidade da sílica obtido nos processos é uma desvantagem, devido à alta teores de metais não extraído, principalmente o ferro, o que impede a sua comercialização. No entanto, existe a possibilidade de obtenção de taxas de extração de metal mais altas utilizando ácido sulfúrico, a temperaturas na faixa de 90-95 ° C, mas a grande quantidade de ácido sulfúrico necessária para isto torna bastante difícil implementar o processo (SAYAN; BAYRAMOGLU, 2001).

A literatura menciona que a lama vermelha, quando submetida a uma calcinação na faixa de 500 -600° C, fica muito mais suscetível ao ataque com ácido sulfúrico (DEGER; MUSTAFA, 2007). Este fenômeno, foi chamada nesta tese de ativação térmica, e foi objeto de estudo nesta trabalho. Posteriormente à ativação térmica a lama vermelha foi submetido a um ataque sulfúrico, como mencionado, no parágrafo anterior. Na literatura esta técnica é chamada de *sulfuric acid baking*, que é chamada nesta tese de calcinação ácida, sendo amplamente utilizada na recuperação de metais de catalisadores esgotados (KIM; PARK; MISHRA, 2009). A calcinação ácida, nada mais é que a mistura da lama vermelha com ácido sulfúrico, sendo esta mistura submetida, a uma calcinação a 300° C, num forno de aquecimento indireto. Após a ativação térmica e a calcinação ácida, a lama vermelha e

submetida a uma lixiviação com água a 95° C, para extração dos metais. Após a lixiviação os metais são extraídos (Al,Fe,Ti,Na) a uma taxa superior a 95 %. Desta maneira obtém-se uma sílica de grande pureza, que pode ser facilmente comercializável. As operações de ativação térmica, calcinação ácida e lixiviação que são mostradas no anexo III, que está descrito no item 5.3 (Discussão).

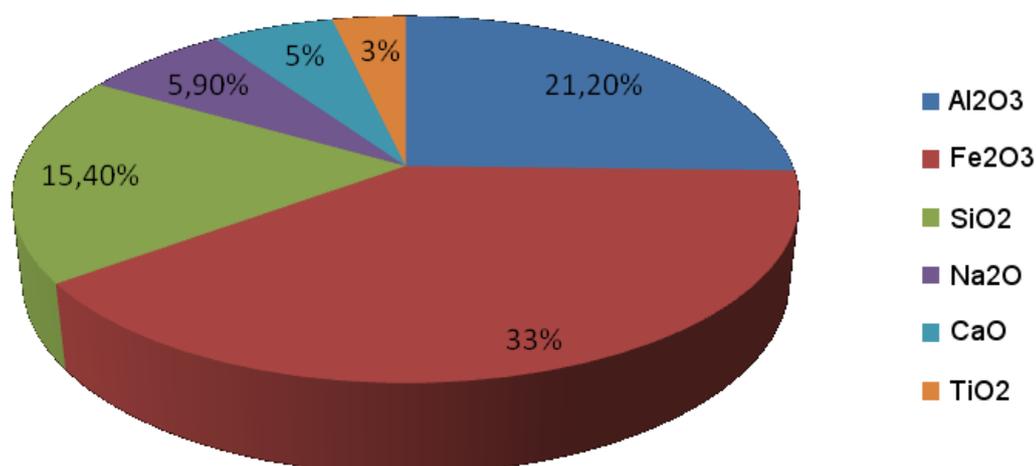
São propostos dois métodos de tratamento da solução lixiviada, para recuperação dos metais extraídos (Figuras 42 e 43) sendo que na proposta da Figura 43 é desenvolvido um estudo de sua viabilidade econômica. Na Figura 42 o alumínio é recuperado por meio de aluminato de sódio, que será reciclado para o processo Bayer (ZIMMWER; NAFISSI; WINKHAUS, 1978). A Figura 53 o alumínio é recuperado na forma de alúmen de alumínio (FLORES; NEVES, 1997). As Figuras 52 e 53 são explicadas no item 5.2 (Separação de Materiais). Outros métodos de separação para recuperação dos metais podem ser propostos, porém este não é o objetivo principal desta tese. O objetivo principal desta tese, é desenvolver as sequências de operações de ativação térmica, calcinação ácida e lixiviação que são mostradas no anexo III, que está descrito no item 5.3 (Discussão).

## 4 MÉTODOS E MATERIAIS

### 4.1 Materiais

Nas nossas experiências utilizou-se lama vermelha, proveniente da companhia Votarantim dos metais cuja composição é apresentada na Figura 41. As análises foram realizadas por Espectroscopia de Emissão Atômica por Plasma Induzido - ICP-AES (da nomenclatura inglesa Inductively Coupled Plasma-Atomic Emission Spectrometry). Plasma é uma técnica indicada para a análise de elementos em diferentes matrizes sólidas, líquidas, orgânicas e inorgânicas (materiais biológicos/ proteínas, células animais e vegetais, leite, peixe, etc), águas, ligas metálicas, produtos de síntese/farmacêuticos ou outros), na gama de concentração de ppb-ppm, presentes em qualquer matriz que seja solúvel em meio aquoso (ácido, básico ou salino). O ICP permite a análise de praticamente todos os elementos químicos (que exibam bandas de emissão de sensibilidade adequada) na gama de 180-800 nm, com limites de detecção de concentração até aos ppb para a maioria dos elementos e a análise simultânea até 73 elementos numa amostra única.

Figura 41 — Composição base seca da lama vermelha, porcentagens expressa em peso



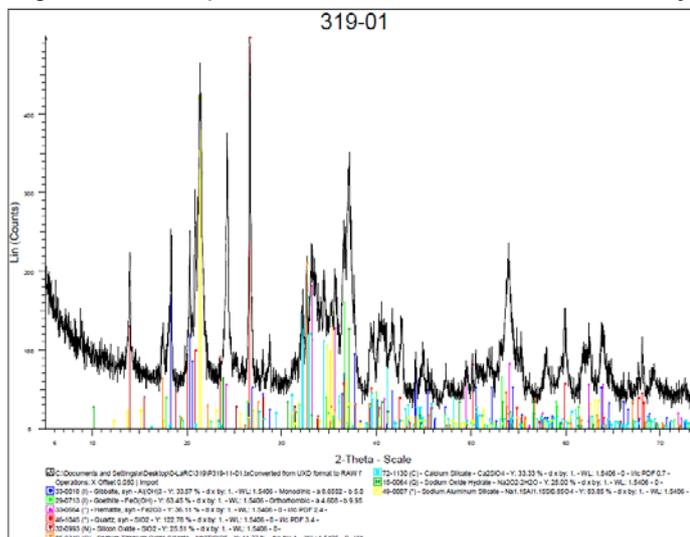
Fonte: O autor desta tese

A Figura 42, foi desenvolvida a difração de raio X, da lama vermelha, antes ser calcinada para realização da ativação térmica. Conclui-se que o padrão de difração tem uma composição mineralógica complexa, com a presença de fases com baixa intensidade e o alargamento dos picos de DRX.

Além disso, os seguintes compostos: gibbsita, goetita, hematita, quartzo, silicato de cálcio, óxido de sódio hidratado e de aluminato de sódio foram identificadas a

partir do DRX. Mais informações sobre a composição da lama vermelha processada no Brasil podem ser encontradas na referência (MERCURY et al., 2010).

Figura 42 — Difração de Raio X –Votarantim-antes da calcinação

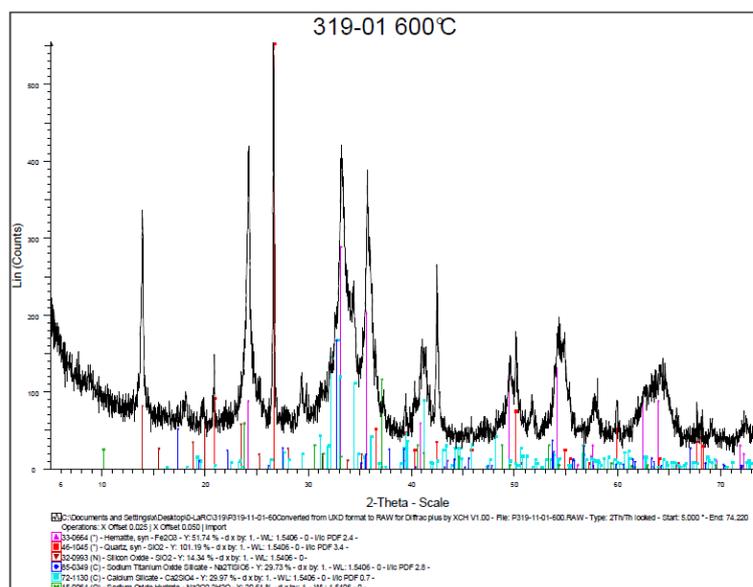


Fonte: O autor desta tese

#### 4.2 Tratamento térmico, calcinação ácida (sulfuric acid baking) e lixiviação

O tratamento térmico foi realizado em um *forno de mufla* (Thermolyne), que tem um controle de temperatura na faixa de  $1^{\circ}C$ , operando sob uma camada de ar atmosférico estático. Para cada experimento, cerca de 10 gramas de lama vermelha previamente seca foi pesada e calcinada em várias temperaturas em de cadinhos de porcelana de 50 ml, de forma a aumentar a reatividade da mesma, tal como explicado acima. A Figura 43 mostra DRX da lama vermelha, após calcinação a  $500^{\circ}C$ , durante 1,5 horas, tempo em que observou-se o peso se mantinha constante.

Figura 43 — Difração de raio X-Votarantim-após calcinação

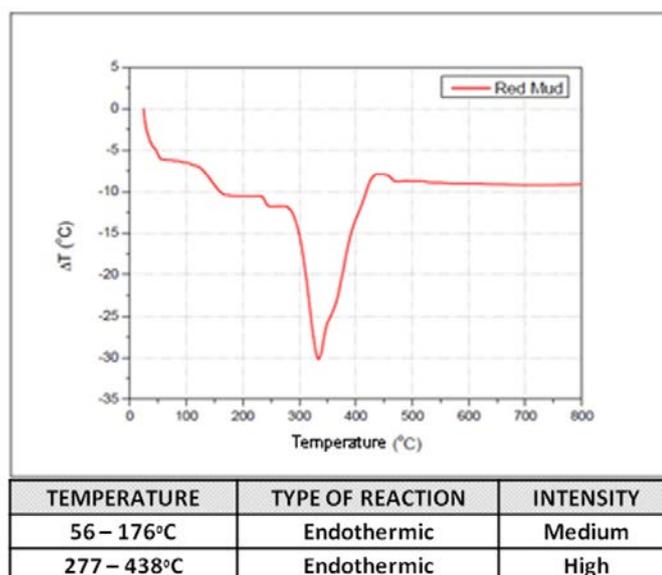


Fonte: O autor desta tese

Após o tratamento térmico as seguintes fases foram encontradas no DRX: hematite, quartzo, óxido de silício, silicato de sódio e de titânio, silicato de cálcio e óxido de sódio hidratado.

A perda de peso é muito rápida na escala de temperatura entre 400-873 ° C. Esta perda de massa está associada com a perda de água, gibbsita, boehmita e goetita, transformando-o em alumina anidra e hematita (SUJANA et al., 1996). Um outro estudo da análise térmica diferencial da lama vermelha foi também levado a cabo, como mostrado na Figura 44.

Figura 44 — ATD da lama vermelha



Fonte: O autor desta tese

A Figura 44 apresenta um pico endotérmico, que confirma a mudança de estrutura interna que já havia sido notada nas difrações de raio X das Figura 42 e 43 e referências bibliográficas anteriormente mencionadas a cerca de 350° C. Após a ativação térmica, a lama vermelha seca calcinada foi misturada com 80% de ácido sulfúrico (concentração que impediu a aglutinação que ocorre quando se utiliza ácido concentrado), e essa mistura foi submetida a uma calcinação (em cadinho de porcelana) a temperaturas de cerca de 300°C, com diferentes quantidades de ácido sulfúrico. Esta calcinação na presença de sulfúrico, e chamada nesta tese de calcinação ácida.

Uma vez que o ativação térmica e calcinação ácida é concluído, um processo de lixiviação foi realizado em vidro de Becker (Becker com três entradas) de 500 ml. O aquecimento foi fornecido por um cobertor elétrico (precisão  $\pm 1^\circ\text{C}$ ), e a mistura foi agitada mecanicamente com um motor de velocidade variável. Após a etapa de calcinação ácida, a lama vermelha sulfúrica foi moída, inserida em vidro de Baker com uma solução de água (relação água/LV=5 em massa). O conteúdo foi agitado a 300 rpm, e amostras de 5 ml foram tiradas, a intervalos regulares, a fim de determinar os parâmetros do experimento. As amostras foram filtradas, diluídas e analisadas com um ICP-AES. No final da lixiviação, a suspensão foi filtrada a vácuo e lavada com água deionizada. A suspensão lavada foi então seca numa estufa a 80°C durante 24 horas, e depois analisada para verificar a extração de metal.

Portanto a proposta apresentada nesta tese, consiste basicamente de quatro fases:

- 1) Ativação Térmica: Calcinação da lama vermelha, que tem por objetivo alterar a estrutura da lama vermelha, de maneira incrementar o ataque do ácido sulfúrico.
- 2) Calcinação Ácida: Lama vermelha é misturada com ácido sulfúrico e calcinada a 300°C.
- 3) Lixiviação: Após a calcinação ácida, a lama vermelha é lixiviada com água a 95 °C.
- 4) Separação de metais: A sílica é separada da solução lixiviada, por filtração. A solução lixiviada contém metais que foram extraídas da lama vermelha (Al, Fe, Ti e Na). Foram propostas duas rotas para a separação dos metais da solução lixiviada. Estas rotas são apresentadas e comentadas nas Figura 52 e Figura 53.

Nos experimentos realizados foram estudadas os seguintes fatores:

- 1) Efeito a temperatura de ativação térmica
- 2) Efeito da temperatura na calcinação ácida
- 3) Efeito da quantidade de sulfúrico calcinação ácida
- 4) Efeito do tempo na calcinação ácida

É importante ressaltar que nos experimentos, o tempo de ativação térmica é fixada em 1,5 horas, tempo no qual a perda de água fica constante. Nas condições de lixiviação a relação adotada líquido/sólido=5 (em massa), 300 rpm (agitação), e temperatura de 95 °C. Estas condições são as mesmas utilizadas na literatura para calcinação ácida (KIM; PARK; MISHRA, 2009).

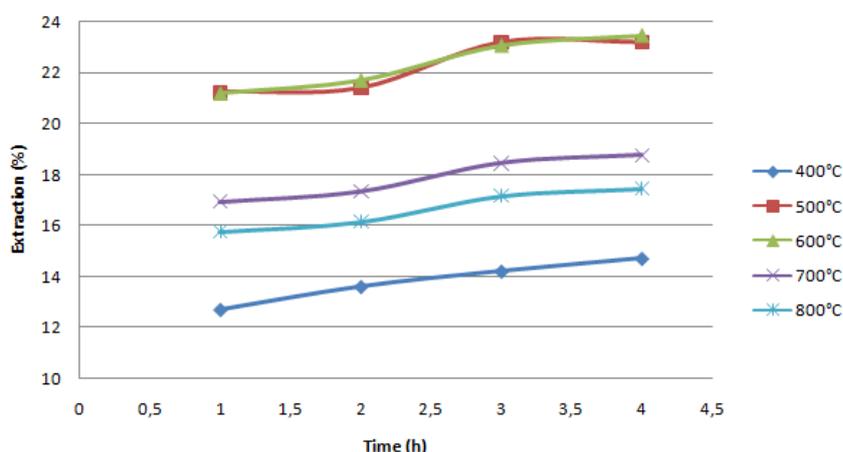
## 5 DISCUSSÃO DOS RESULTADOS

### 5.1 Tratamento térmico

Nesta experiência, foi calcinada na faixa de 400-800°C, e uma redução de peso foi observada na massa calcinada. Esta perda de massa está associada com a perda de água e de gibbsita, boehmita e goetita, restando a alumina anidra e hematita, como foi explicado no item anterior.

O mais relevante para nós no presente processo é que a calcinação (aqui chamada de ativação térmica) facilita enormemente a dissolução de metais, especialmente de alumínio e ferro, num meio de ácido sulfúrico. O intervalo entre 500-600°C é onde a dissolução ácida atinge uma velocidade máxima. Curiosamente, é também o ponto onde a lama vermelha perde mais de massa. Em temperaturas acima de 600°C, a velocidade de dissolução diminui novamente. A fim de testar a afirmação acima, a lama vermelha foi calcinada a temperaturas diferentes / hora, lixiviada com água. Neste experimento, foi realizada a ativação térmica, como descrita acima e a lixiviação. Não foi realizada o passo intermediário, a calcinação ácida. Isto não foi necessário, pois o único interesse era determinar a faixa ótima de temperaturas na ativação térmica, para maximizar a extração dos metais. A descrição desta experiência encontra-se resumida na Figura 45 (extração de alumínio).

Figura 45 — Efeito da temperatura



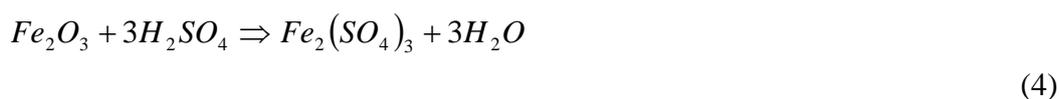
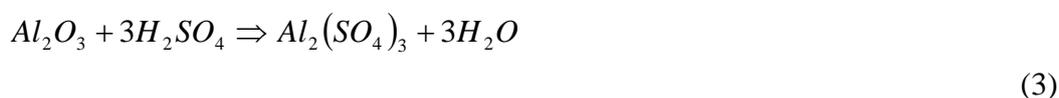
Fonte: O autor desta tese

O tempo de calcinação foi de 1,5 horas. As condições de lixiviação foram: velocidade de agitação (300 rpm), a temperatura de lixiviação (95 ° C), tempo de lixiviação (12 horas), proporção líquido-sólido (1 grama de lama / 100 ml de solução de vermelho

(H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 1 molar). Para outros experimentos foram mantidos o tempo de lixiviação, a velocidade de agitação e temperatura na lixiviação adotados neste experimento. A relação líquido/sólido nestes experimentos foi de 5 (relação em massa), como explicado no item 4.2.

### 5.1.1 Calcinação e lixiviação

Após o tratamento térmico, a lama vermelha foi misturada com ácido sulfúrico a 80% em peso. Esta concentração foi adotada experimentalmente, uma vez que foi observado que o uso de ácido sulfúrico concentrado diretamente, iria provocar a formação de grumos o que reduz a eficiência de extração de metais. As reações químicas que ocorrem na fase de cozimento sulfúrico e de lixiviação foram resumidas na Equação (3) a (7):



Os sulfatos formados são solubilizados em lixiviação, exceto o sulfato de cálcio que é insolúvel. Por essa razão, a sílica branca, levemente rósea, foi obtida, devido à alta extração (Fe, Al, Ti e Na) podendo ser facilmente comercializada.

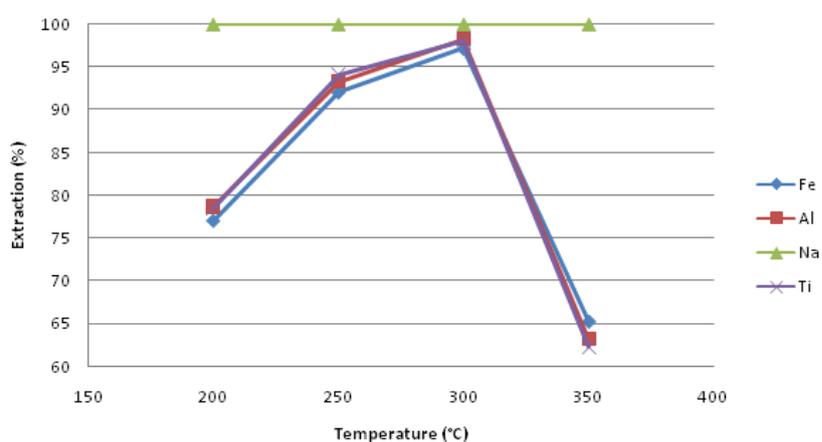
### 5.1.2 Efeito da temperatura na calcinação ácida

O efeito da temperatura da calcinação ácida foi estudada numa faixa de temperatura entre 250 °C e 350 °C. Neste intervalo, estando o ácido sulfúrico próximo ao seu ponto de ebulição, ele sofre alterações na sua estrutura molecular, o que a torna muito mais ativo. Isto permite a utilização de uma quantidade de ácido sulfúrico em relação ao valor

estequiométrico consideravelmente menor do que o que é utilizado em processos convencionais. Desta forma, reduz-se consideravelmente a produção de efluentes e os custos operacionais de um processo de lixiviação com ácido. Neste experimento, foi usado um excesso em relação ao estequiométrico de 100 %. A quantidade estequiométrica foi calculada, por meio das Equações de (3) a (7). O tempo de calcinação ácida foi mantido em 4 horas.

A lama vermelha foi ativada termicamente a 500°C (condição otimizada no item anterior), para posteriormente ser submetida a calcinação ácida. Taxa de extração máxima foi alcançada à 300 ° C, acima desse valor a taxa de extração cai drasticamente devido a vaporização do ácido sulfúrico.

Figura 46 — Efeito da temperatura na calcinação ácida

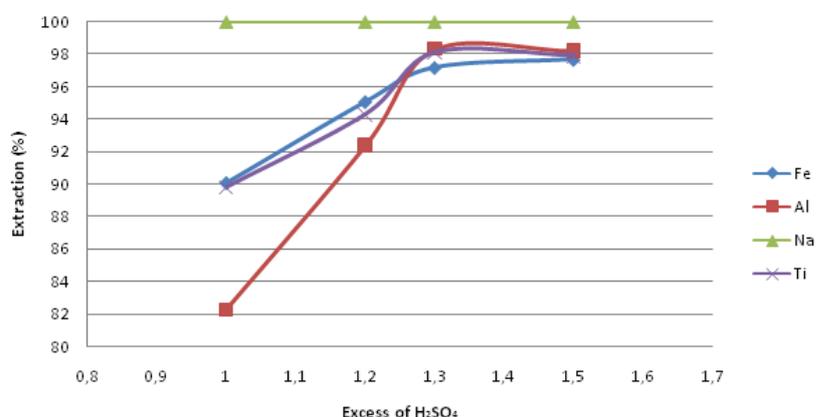


Fonte: O autor desta tese

### 5.2.2 O efeito do excesso de ácido sulfúrico na calcinação ácida

Uma vez que a temperatura ótima do processo de calcinação ácida (300 ° C) é conhecida, pode-se determinar a influência do excesso de  $H_2SO_4$  em relação ao valor estequiométrico. Nesta experiência, o tempo da calcinação não variou, sendo considerado constante (4 horas). Após o ponto de 1,3 de excesso sulfúrico, alcança-se a taxa de extração ótima de 98% (Figura 47).

Figura 47 — Efeito do excesso de ácido sulfúrico

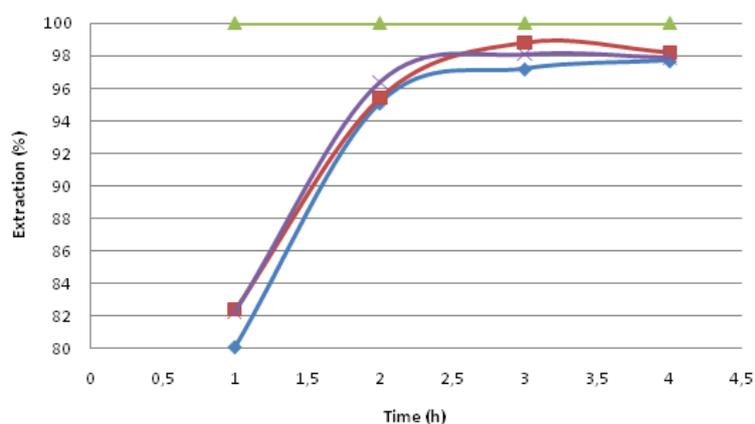


Fonte: O autor desta tese

### 5.2.3 O efeito do tempo na calcinação ácida

Uma vez que a temperatura ótima para o calcinação ácida (300 ° C) e o excesso ótimo de ácido sulfúrico (30%) foram determinados, pode-se determinar a influência do tempo na calcinação ácida. Após o ponto de 2,5 horas, alcança-se a taxa ótima de extração de 98%.

Figura 48 — Efeito do tempo na calcinação ácida



Fonte: O autor desta tese

### Otimização

Conforme os experimentos otimizados nos itens anteriores, podemos concluir que as condições ideais de para maximizar as extrações dos metais são:

- Tratamento térmico: 500 ° C com 1,5 horas de duração
- Excesso de ácido sulfúrico: 30% de excesso em relação ao estequiométrico
- Calcinação Ácida: concentração do sulfúrico a 80%, 300 ° C com 2,5 horas de duração

- Lixiviação: 1 hora de duração de duração, sob agitação (300 rpm) a 95° C. Para cada 100 gramas de material lixiviado, utilizar 500 gramas de água.

Nas Figuras 49, 50 e 51, são apresentadas as fases de ativação térmica, calcinação ácida e lixiviação respectivamente. Nesta figuras, à esquerda não foram realizadas o tratamento térmico, somente a calcinação ácida e a lixiviação. Nas à figura direita foram submetidas ao tratamento térmico, calcinação ácida e lixiviação. Na Figura 51, a da esquerda apresenta teor 4,82% de Fe e da direita 0,97% de Fe (analisados pelo espectrômetro de absorção atômica).

Figura 49 — Comparativo tratamento térmico



Fonte: O autor desta tese

Figura 50 — Comparativo calcinação ácida



Fonte: O autor desta tese

Figura 51 — Comparativo lixiviação



Fonte: O autor desta tese

## 5.2 Separação de materiais

Embora a separação de metais a partir da solução lixiviada não é o foco deste trabalho, e uma vez que existem várias maneiras para a separação de metais a partir desta solução, considerou-se interessante testar pelo menos uma rota para a separação de metais. A rota escolhida foi sugerida em referências (BARNETT; MEZNER, 2001; ZIMMWER; NAFISSI; WINKHAUS, 1978).

A separação dos metais, pode ser explicada pelos seguintes passos:

- a) Elevar o pH da solução para 1,5 a 2,0, e, em seguida, realizar a hidrólise da solução durante 3 horas para a precipitação de hidróxido de titânio este hidróxido de separação.
- b) Após a remoção do titânio a partir da solução, o sulfato remanescente é cristalizado por meio de evaporação ou adição de anti-solvente (acetona) (NYVLT; HOSTOMSKY; GIULIETTI, 2001).
- c) Os sulfatos cristalizados são calcinados durante duas horas ( $600^{\circ}\text{C}$ ), obtendo-se o  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  e  $\text{Na}_2\text{SO}_4$ .
- d) O sulfato de sódio é separado a partir dos óxidos de alumínio e de ferro, por lixiviação com água, os óxidos de alumínio e ferro são retidos na filtração.
- e) Óxidos de ferro e de alumínio são enviados para um reator em que a reagem com soda líquida, a  $250^{\circ}\text{C}$  sob pressão. Através desta lixiviação, o óxido de alumínio é dissolvido, formando uma solução de aluminato de sódio, que é

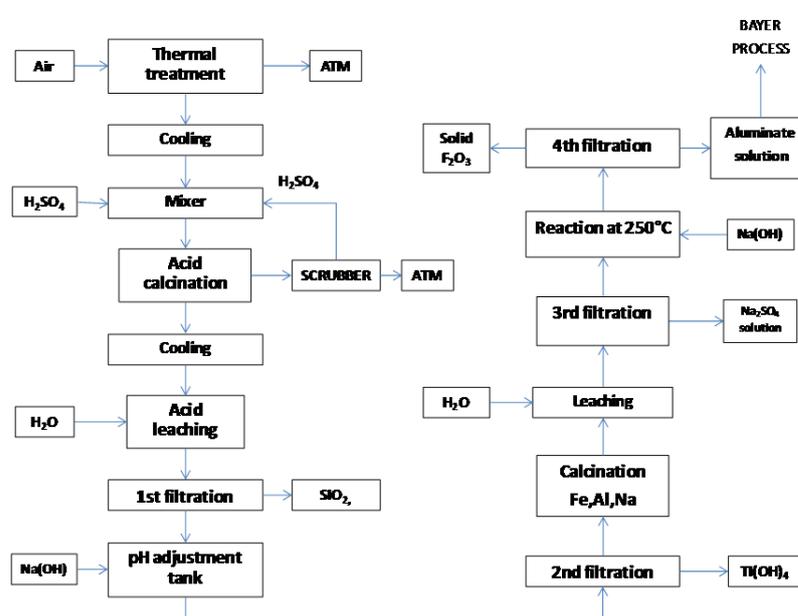
filtrada e separada do óxido de ferro (que não é atacado pelo hidróxido de sódio).

f) A solução de aluminato é incorporada ao processo Bayer, enquanto o óxido de ferro é lavado, seco e pode ser vendido para ser utilizado em processos metalúrgicos.

Esta rota hidrometalúrgica apresentada, foi testada de maneira qualitativa pelo autor desta tese.

O esquema de processo de aluminato de sódio está ilustrado na Figura 52.

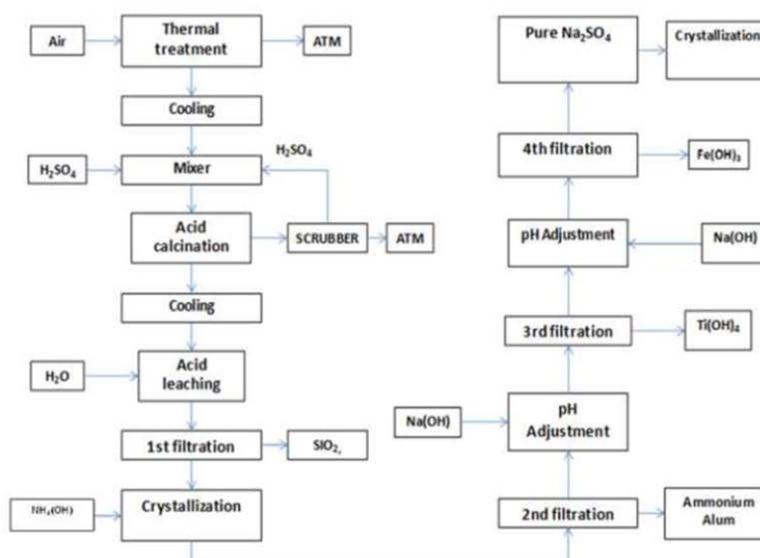
Figura 52 — Esquema do processo de aluminato de sódio



Fonte: O autor da tese

Há outro caminho para separar os metais a partir da solução a massa resultante da calcinação ácida. Este processo pode ser resumido nas seguintes etapas (Figura 53 alúmen de amônia):

Figura 53 — Alúmen de amônia



Fonte: O autor da tese

1. Em primeiro lugar, precipita-se todo o alumínio, acrescentando amônia. Isto forma sulfato de alumínio e amônia (alúmen de amônia), que irá então ser separado da solução lixiviada por cristalização a pH 0. Esta separação é explicada em detalhes na referência (FLORES; NEVES, 1997). Este método tem sido aplicado pelo autor desta tese, a obtenção da taxa de 96% separação de alumínio.
2. Em seguida, precipitar o hidróxido de titânio por adição de soda cáustica a pH 1,5, tal como descrito na rota da Figura 52, o hidróxido é separado por filtração .
3. Aumentar pH a 6, e precipitar hidróxido de ferro e separá-lo por filtração.
4. Aquecer e vaporizar a solução para cristalizar o sulfato de sódio.

Esta rota foi testada qualitativamente pelo autor desta tese. Este método foi avaliado economicamente no próximo capítulo, bem como foi determinado o custo da planta piloto baseada nesta rota hidrometalúrgica.

### 5.3 Discussão

A proposta apresentada nesta tese consiste basicamente de quatro fases:

- 1) Ativação Térmica: Calcinação da lama vermelha a 500°C, que tem por objetivo alterar a estrutura da lama vermelha, de maneira incrementar o ataque

do ácido sulfúrico.

2) Calcinação Ácida: Lama vermelha é misturada com ácido sulfúrico e calcinada a 300°C.

3) Lixiviação: Após a calcinação ácida, a lama vermelha é lixiviada com água a 95 °C.

4) Separação de metais: A sílica é separada da solução lixiviada, por filtração. A solução lixiviada contém metais que foram extraídas da lama vermelha (Al,Fe,Ti e Na). Foram propostas duas rotas para a separação dos metais da solução lixiviada. Estas rotas foram apresentadas e comentadas nas Figura 52 e Figura 53.

Os experimentos, aqui realizados confirmaram a viabilidade técnica desta proposta .Com estas as informações dos experimentos, e as informações do item 2.6 (Scale-up), é possível desenvolver o projeto de uma planta piloto, e que feito no anexo III. A seguir foi feita uma explicação desta planta piloto, a planta piloto é uma planta contínua de 1ton/h de lama vermelha seca:

- A lama vermelha estocada no Hopper (HO-01), é dosada no forno rotativo (FR-01), através da rosca dosadora (RT-01) e esteira dosadora (ED-01). O forno rotativo é onde ocorre a ativação térmica 500°C.

- O moinho de bolas desagrega a lama vermelha calcinada, alimenta o Hopper (HO-2). a lama vermelha calcinada é dosada no forno rotativo( FR-02), através da rosca dosadora (RT-02) e esteira dosadora (ED-02). No forno rotativo é realizada a calcinação ácida, é importante observar que o sulfúrico da calcinação ácida, é dosada de maneira contínua na (RT-02). Após o forno rotativo (FR-02), a lama vermelha é resfriada (RF-02), é estocada no Hopper de sulfatos (HO-03). É importante observar que o FR-02 é um forno de aquecimento indireto, para evitar que o sulfúrico não seja carregada pelo ar, e fique na lama vermelha para ser utilizada na reação.

- A lixiviação ocorre no reator RE-01 A 95 °C , sendo que a sílica é separada no filtro prensa (FP-01), é a solução lixiviada para o tanque (TQ-02), onde será enviada para a separação de metais.

- Na separação de metais foram apresentadas duas propostas, que já foram explicadas, mas merecem alguns comentários. Na Figura 52 o alumínio é recuperado, em forma de aluminato de sódio, portanto esta rota é a ideal, para ser instalada ao lado da indústria de alumínio. Portanto esta proposta seria a ideal para

ser em conjunto com a indústria de alumínio. Já a rota proposta na Figura 53, foi desenvolvida, caso não seja possível trabalhar em conjunto com a indústria de alumínio. Esta alternativa foi analisada em termos de viabilidade econômica, no Capítulo 6.

## **6 PLANTA DE RECUPERAÇÃO DOS METAIS A PARTIR DO RED MUD. AVALIAÇÃO ECONÔMICA**

### **6.1 Engenharia básica**

Uma vez que os resultados experimentais, confirmaram a viabilidade técnica do processo, foi idealizado um fluxograma do processos do processo de recuperação de metais a partir da lama vermelha (explicado no capítulo anterior). O fluxograma, nada mais é, que a sequência de operações unitárias, seguidas desde a matéria-prima ao produto final. Com o fluxograma de processo definido, pode-se, a partir de uma simulação de processo, calcular as dimensões básicas dos equipamentos que compõem o processo produtivo. Em nosso caso, foi simulado um balanço de massa e energia, utilizando-se o software Mathcad (Anexo I). De posse dos dados, obtidos na simulação dos balanços de massa e energia, calcula-se os custos variáveis do processo, os custos fixos e custos de equipamentos, utilizando-se uma planilha de Excel (Anexo II). Finalmente de posse dos dados destas simulações, podemos calcular a viabilidade econômica deste processo. O fluxograma do processo o balanço de massa e energia, e dimensões dos principais equipamentos pode chamado de engenharia básica do processo (COKER; 1997; OSTWALD, 2001).

Explicando melhor o processo de recuperação dos metais a partir da lama vermelha. Na primeira etapa do processo úmido é seco e calcinado (500-600 Celsius), num forno rotativo feito de aço inox refratário. A finalidade desta ativação é tornar a lama vermelha, mais reativa ao ataque do sulfúrico, facilitando assim, a solubilização dos metais. Após a ativação térmica a lama vermelha é pré-misturado ao ácido sulfúrico necessário a extração. Pensou-se aqui em utilizar um ribom-blender para tal operação. Posteriormente a mistura de lama e sulfúrico é calcinada a 300 Celsius, onde os óxidos metálicos serão transformados e sulfatos. Os sulfatos serão lixiviados em reator com agitação na presença de água solubilizado todos os metais (CARREY, 2004). O produto não lixiviado consiste de sílica e sulfato de cálcio que são insolúveis.

Após a lixiviação os mesmos devem ser separados da solução aquosa separadamente, de maneira que possam ser aproveitados economicamente. O primeiro metal a ser separado será o alumínio a ser recuperado na forma de alúmen de alumínio, por meio da adição de amônia à solução lixiviada (FLORES; NEVES, 1997). O próximo metal a ser recuperado é o titânio (hidróxido de titânio) por meio adição de soda em pH 1,5. Posteriormente o ferro é recuperado (hidróxido de ferro) por meio de adição de soda em pH 6.

Os hidróxidos obtidos (titânio e ferro) serão calcinados para a consequente obtenção os seus respectivos óxidos. Finalmente restará uma solução límpida de sulfato de sódio, que será cristalizado para obtenção desta sal em forma anidra

## 6.2 Estimativa de custo

Cabe agora responder a uma questão fundamental, qual é o custo desta planta industrial. Antes de responder a esta pergunta, é necessário entender um pouco melhor o conceito de estimativa. A escolha da estimativa, dentre os diferentes tipos, varia de acordo com a sua finalidade. No nosso caso, a montagem de uma indústria química.

Nesse caso, é elaborada uma estimativa de “ORDEM DE GRANDEZA”. Estas podem ser calculadas com base em ábacos existentes em livros especializados, ou com comparações à plantas semelhantes. A faixa de precisão desta estimativa deve ser de + 40% a – 20%.

Após elaborar a estimativa “ORDEM DE GRANDEZA” e definindo-se o interesse em montar tal indústria, o próximo passo será “ ESTIMATIVA DE ESTUDO”, que é a peça do Estudo de Viabilidade do Projeto. Para esse cálculo, é necessário que se faça um levantamento mais apurado, determinando os custos de outras plantas semelhante já construídas, estimando-se separadamente: materiais e equipamentos, construção e montagem, engenharia e outros grandes itens do empreendimento. A faixa de precisão dessa estimativa deve ser de + 30% a -15 %.

Se o empreendimento for viável, a próxima etapa é a “ESTIMATIVA DEFINIDA”, que é da maior importância, pois será o orçamento base do empreendimento. Será dedicada uma explanação especial sobre a metodologia para a elaboração desse tipo de estimativa.

A “ESTIMATIVA DEFINIDA” é elaborada a partir de um número razoável de dados que, quanto mais confiáveis, mais precisa será essa estimativa. Em geral, as informações essenciais que devem ser obtidas para a preparação desse tipo de estimativa são:

- a) Planta do terreno - A planta proposta do terreno é inicialmente revisada, sendo o mesmo e as áreas adjacentes inspecionados, para de preparar o plano diretor preliminar e estimar as melhorias gerais da área e as linhas de utilidades necessária.
- b) Fluxograma de processo - Normalmente esse fluxograma não indica as dimensões dos equipamentos, ou o número das unidades necessárias. Além

disso, nem sempre mostra os equipamentos auxiliares para unidades de processamento de grandes dimensões, tais como secadores, filtros, etc.

c) Fluxograma preliminar de engenharia – Esse fluxograma não indica as dimensões do equipamento, suas dimensões e materiais de fabricação.

d) Plano diretor de *layout* preliminar de equipamentos- Esses dois documentos também são esboçados para indicar o tamanho aproximados dos prédios e outras informações necessárias para a preparação da Estimativa Definida.

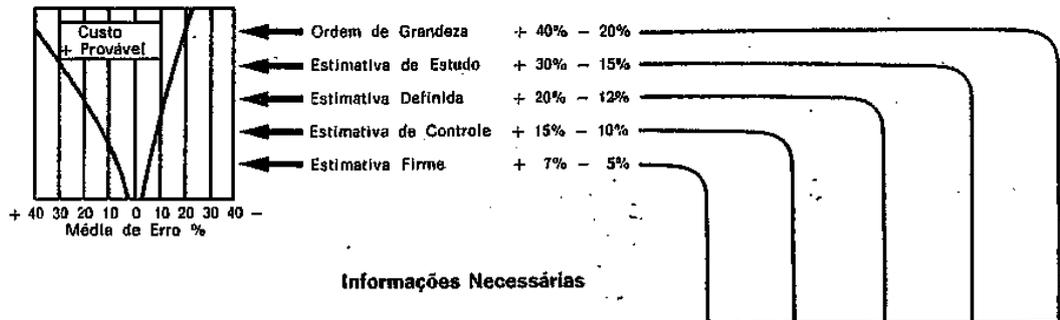
e) Lista preliminar de equipamentos e instrumentação- Essa lista deve ser preparada com base no fluxograma de engenharia preliminar sendo utilizada para determinar o preço dos equipamentos e da instrumentação.

f) Balanço de matéria e energia. – Sempre que o fluxograma de processo fornecer informações suficientes sobre o fluxo de materiais, será apenas necessário preparar os balanços de vapor, água, eletricidade, e demais utilidades, com a finalidade de dimensionar as instalações de serviço.

Na “ESTIMATIVA DEFINIDA”, o custo de mão-de-obra para cada item é calculado com base nas estimativas de material. Para itens como serviços gerais de implantação e tubulação, o custo de materiais e mão-de-obra é usualmente estimado como um todo, podendo ser separados mediante percentuais. Esses percentuais dependerão do tipo de serviço normalmente subcontratado.

Na Tabela 8, estão sumarizados todos os tipos de estimativas, bem como os documentos necessários para realizar cada uma delas (AZEVEDO, 1992)

Tabela 8 – Estimativas de custos



Escopo Preliminar do Projeto	Produto, Capacidade, Localização e Características de Terreno, Requisitos de Facilidades e Serviços, Requisitos de Construção e Auxiliar, Requisitos para Manuseio de Matérias-Primas e Produtos Finais, Armazenamento.			*	*	
Terreno	Localização	●	●	●	●	
	Descrição Geral	●	●	●		
	Estudos do Solo	●	●	●		
	Localização e Dimensões, Ferrovias, Rodovias, Cercas	●	●	●		
	Desenvolvimento de Plano Diretor e Mapas Topográficos	●	●			
Fluxograma de Processos	Desenvolvimento de Facilidades	●				
	Croquis Preliminares				●	
	Fluxograma Preliminar			●		
Lista de Equipamentos	Fluxograma de Engenharia	●	●			
	Dimensionamento Preliminar e Especificação de Materiais			●	●	
	Especificações de Engenharia	●	●			
	Lista de Vasos	●	●			
Edificações e Estruturas	Arranjo Geral					
	a) Preliminar		●	●		
	b) Projeto	●				
	Dimensões Aproximadas e Tipo de Construção			●	●	
	Croquis de Fundações		●	●		
Utilidades	Arquitetura e Construção	●	●	●		
	Projeto Estrutural Preliminar			●		
	Arranjo Geral e Elevações	●	●			
	Desenhos Detalhados	●				
	Quantidades Preliminares (Vapor, Água, Eletricidade etc.)				●	
	Balanco Técnico Preliminar			●		
Tubulação	Fluxogramas Preliminares			●	●	
	Especificações Preliminares			●		
	Fluxogramas de Engenharia	●	●			
Isolamento	Layout de Tubulação e Relação	●				
	Especificações Preliminares			●		
	Lista de Equipamentos Preliminares e Tubulação a ser Isolada		●			
Instrumentação	Especificação de Isolamento e Relação	●	●			
	Desenhos Detalhados ou Especificações	●				
	Lista de Instrumentos Preliminar			●		
Eletricidade	Lista de Instrumentos e Fluxograma	●	●			
	Documentos Detalhados	●				
	Lista de Motores Preliminar-Potência Aproximada			●	●	
	Lista de Motores e Potência	●	●			
	Subestações, Número e Tamanho, Especificações	●	●	●		
	Especificações para Distribuição	●				
	Especificações Preliminares de Iluminação			●		
Homem-Horas	Interligações Preliminares, Controle e Especificação de Fliação de Instrumentação		●			
	Diagramas Unifilares	●	●			
	Desenhos Detalhados	●				
Homem-Horas	Engenharia e Desenhos	●	●	●	●	
	Montagem e Construção	●				
	Supervisão	●				

### 6.2.1 Estimativa de custo baseado em preços de equipamentos

É prática usual na Engenharia Química, fazer estimativa de custo de um projeto baseado no custo de equipamento de processo. Nessa metodologia, todos os custos de projeto (tubulação, instrumentação, elétrica, etc.) são uma porcentagem do custo de equipamentos de processo. Essa metodologia está bem explicada na referência (NAVARRETE; COLE, 2001). A Tabela 9 sumariza essa metodologia. A metodologia é baseada no custo dos equipamentos, primeiramente devemos determinar o custo dos equipamentos, e depois de posse destes dados determinamos os outros custos. Por exemplo se determinamos que os equipamentos custam 100 a tubulação irá custar 25 ,instrumentação 10 , e assim por diante, como mostrado na Tabela 9.

Tabela 9 – Metodologia de estimativa de custo baseada em custo de equipamento

<b>Itens</b>	<b>Custo</b>
Equipamento	100
Tubulação	25
Instrumentação	10
Elétrica	20
Prédios	30
Estruturas de Aço	15
Pintura	15
Isolamento Térmico	05
Proteção contra Incêndio	03
<b>Soma dos custos diretos</b>	<b>223</b>
Engenharia	10
Canteiro de obras	15
<b>Soma dos custos indiretos</b>	<b>25</b>
<b>CUSTO TOTAL</b>	<b>248</b>

Na Tabela 10, estão listados os principais equipamentos da planta de processamento da lama vermelha, conforme Figura 53.

Calculando os custos dos equipamentos na tabela 10, o custo do total do empreendimento para processar 1 ton (base seca) de lama vermelha é apresentado na Tabela 11.

Tabela 10 – custo de equipamentos

<b>EXTRAÇÃO/LIXIVIAÇÃO</b>	
1 forno calcinação(aço inox refratorio (diam:0,7m compr: 3,5m)	R\$ 120.000,00
1 riboblender inox	R\$ 30.000,00
2 resfriador(0,7X2,0metros) aço carbono	R\$ 45.000,00
1 forno de calcinação ácida aquec.indireto (revestido de titanio)	R\$ 200.000,00
1 tanque de estocagem de PP 20 M3	R\$ 20.000,00
1 bomba diafragma de 10m3/h para os REATORES da lixiviação	R\$ 8.000,00
1 filtro prensa prensa de 30 placas	R\$ 50.000,00
<b>SEPARAÇÃO DOS METAIS</b>	
1 cristalizador de alúmen de alumio 10 m3 PP	R\$ 15.000,00
1 cristalizador de hidróxidos de Ti/Fe 10 M3 PP	R\$ 15.000,00
1 bombas diafragmas de 10m3/h para os REATORES da lixiviação	R\$ 8.000,00
1 filtro prensa de PP 30 placas para precipitação 30 placas	R\$ 50.000,00
<b>CRISTALIZACAO/CALCINAÇÃO PRODUTOS FINAIS</b>	
1 cristalizador 10 m3 inox	R\$ 80.000,00
1 forno de calcinação de hidróxidos	R\$ 80.000,00
<b>TOTAL</b>	<b>R\$ 721.000,00</b>

Fonte: Dados fornecidos (custos de equipamentos) pela Grion Fornos.

Tabela 11 — Estimativa de custo da planta de processamento de lama vermelha para 1 ton (base seca)

<b>Itens</b>	<b>Custo( k R\$ )</b>
Equipamento	721
Tubulação	212
Instrumentação	84,8
Elétrica	169,6
Prédios	254,4
Estruturas de Aço	127,2
Pintura	127,2
Isolamento Térmico	44,17
Proteção contra Incêndio	25,97
<b>Soma dos custos diretos</b>	<b>1766,34</b>
Engenharia	127,2
Canteiro de obras	127,2
<b>Soma dos custos indiretos</b>	<b>254</b>
<b>CUSTO TOTAL</b>	<b><u>2020,7</u></b>

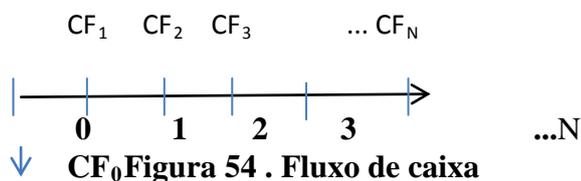
Fonte:O autor desta tese

### 6.3 Engenharia econômica e avaliação do investimento

Uma vez calculado o custo de investimento da planta de processamento de lama vermelha, o próximo passo é preparar os custos operacionais da unidade. Os valores dos custos operacionais e da receita auferida com a venda do produto serão utilizados para a montagem do fluxo de caixa, que determinará a rentabilidade do projeto. No Anexo II, são desenvolvidos esses conceitos. Os dados Do Anexo II foram preparados pelo departamento financeiro da EPA-Química. No Anexo II, que é uma planilha de Excel (GOMEZ, 2012), estão cálculos os custos variáveis desta unidade. O Anexo I e uma Planilha de Mathcad (ADDIDHARMA; TEMYANKO, 2007), onde foram calculados o balanço de massa e energia desta unidade, que geram dados para o cálculo dos custos variáveis (Anexo II).

De posse dos dados do custo variável e o custo da unidade pode-se, finalmente, construir o fluxo de caixa, quer será a ferramenta principal para realizar a avaliação econômica do projeto da unidade de produção de cloreto de níquel. O fluxo de caixa para esse projeto pode ser visualizado na Figura 54.

Figura 54 – fluxo de caixa.



Fonte: Azevedo, 1985

### 6.3.1 Modificação do processo

A simulação do Anexo II, mostrou que o processo não seria viável economicamente (valor negativo dos custos variáveis), portanto pensamos em propor uma mudança no processo de modo a fazer com que os custos variáveis ficassem positivos. A mudança proposta, foi de calcinar alúmen de alumínio obtido, obtendo-se alumina da alta área específica, e reciclando-se amônia e tri óxido de enxofre recuperando-se assim ácido sulfúrico, que poderá ser reciclado no processo. Este processo é bem conhecido da literatura (FLORES; NEVES, 1997), e alumina de excelente qualidade, tem sido obtida desta rota produtiva. Porém nesta tese, não avaliaremos obtenção de alumina a partir de alúmen, obtido pelo processo sugerido neste trabalho. Isto fugiria do escopo deste trabalho e fica como indicação como ideia para viabilizar economicamente o processo proposto nesta tese.

## 7 CONCLUSÃO

O objetivo proposto por esta tese era bastante ambicioso, desenvolver um processo produtivo que resolvesse o problema da lama vermelha e ainda fosse rentável economicamente. Foram muitas horas de pesquisa bibliográfica, testes de laboratório, e horas pensando, como seria a melhor forma de alcançar o objetivo proposto. Deu muito trabalho, mas creio que o resultado final, compensou todos os esforços. A proposta apresentada nesta tese, consiste basicamente de quatro fases:

- 1) Ativação Térmica: Calcinação da lama vermelha a 500°C, que tem por objetivo alterar a estrutura da lama vermelha, de maneira incrementar o ataque do ácido sulfúrico.
- 2) Calcinação Ácida: Lama vermelha é misturada com ácido sulfúrico e calcinada a 300°C.
- 3) Lixiviação: Após a calcinação ácida, a lama vermelha é lixiviada com água a 95 °C.
- 4) Separação de metais: A sílica é separada da solução lixiviada, por filtração. A solução lixiviada contém metais que foram extraídas da lama vermelha (Al,Fe,Ti e Na). Foram propostas duas rotas para a separação dos metais da solução lixiviada. Estas rotas foram apresentadas e comentadas nas Figura 52 e Figura 53.

Os experimentos, aqui realizados confirmaram a viabilidade técnica desta proposta. Desta maneira, foi possível desenvolver o projeto de uma planta piloto, e que feito no Anexo III. A planta piloto engloba o processo de ativação térmica, calcinação ácida e lixiviação.

Quanto a parte de separação de metais foram apresentadas duas opções, o da Figura 52 e da Figura 53. Na Figura 52 o Alumínio é recuperado na forma de aluminato de sódio, esta proposta é ideal para ser instalada junto a uma planta de alumínio que usa o Processo Bayer, pois este processo também produz aluminato de sódio, que posteriormente será convertido em hidróxido de alumínio ou alumina. Com esta proposta objetivos de desta tese, de resolver tecnicamente o problema da lama vermelha, de uma maneira economicamente rentável, seriam plenamente alcançados. Porém pode ser que a indústria de alumínio, não queira cooperar, então foi apresentada a proposta de separação de metais da Figura 53. Nesta proposta o alumínio é recuperado sob a forma de alúmen de amônia. Embora esta rota seja viável tecnicamente, não se provou viável economicamente (Anexo II). Para

contornar este problema foi sugerida que o alúmen de amônia fosse calcinado, gerando um produto de maior valor agregado a alumina de alta qualidade. Várias referências, indicadas nesta tese, mostram a viabilidade de se produzir alumina de alta qualidade a partir de alúmen de amônia, portanto isto deverá ser objetos de futuros estudos.

Quanto a sugestões futuras para o prosseguimento da ideias e conceitos, desenvolvidas nesta tese, creio a planta piloto, poderia ter seu desenho melhorando, visando, seu aproveitamento energético. Outro ponto importante é que a lama vermelha, apresenta alguns metais valiosos, embora em ppm, como o gálio e escândio. Seria interessante, em trabalhos futuros, que as rotas hidrometalurgicas apresentadas, sejam incorporados, operações unitárias, que permitam a recuperação destas metais valiosos.

## REFERÊNCIAS

- ADIDHARMA, H.; TEMYANKO, V. **Mathcad for chemical engineers**. s.l.: Trafford Publishing, 2007.
- AZEVEDO, A. C. S. **Introdução à engenharia de custos fase de investimento**. São Paulo: Pini, 1992.
- BAASEL, W. D. **Preliminary chemical engineering plant design**. New York: Van Nostrand Reinhold, 1990.
- BARNETT, R. J.; MEZNER, M. B. **Process for treating red mud to recover metal values there from**. US Patent 6248302, 2001.
- BELL, S. L.; WELCH, G. D.; BENNETT, P. G. Development of ammoniacal lixiviants for the in-situ leaching of chalcopyrite. **Hydrometallurgy**, s.l., v. 39, p. 11-23, 1995.
- BENITEZ, J. **Principles and modern applications of mass transfer operation**. s.l.: John Wiley & Sons, 2002.
- BISIO, A.; KABEL, R. L. **Scaleup of chemical processes: conversion from laboratory scale tests to successful commercial size design**. s.l.: Wiley, 1985.
- BOGGER, D.V.; SOFRA, F. **Planning design and implementation strategy for tickened tailings and pastes**. s.l.: Tailings and Mine Waste, 2002.
- BOWMAN, M. S. **Applied economic analysis for technologists, engineers, and managers**. s.l.: Pearson Prentice Hall, 2003.
- BRUONORI, C. et al.. Reuse of a treated red mud bauxite waste: studies on environmental compatibility. **Journal of Hazardous Materials**, s.l., v. 117, n. 1, p. 55-63, 2005.
- BURKING, A. R. **Chemical hydrometallurgy theory and principles**. London: Imperial College Press, 2001.
- BUSSEY, L. E.; ESCHENBACH, T. G. **The economic analysis of industrial projects**. s.l.: Pearson Prentice Hall, 1992.
- CANADA, J. R. et al.. **Capital investment analysis for engineering and management** . s.l.: Pearson Prentice Hall, 2005.
- CARREY, F. **Advanced inorganic chemistry**. s.l.: John Wiley & Sons, 2004.
- CHEN, T. **Physicochemical properties of nickel and cobalt sulphate solutions of hydrometallurgical relevance**. Tese (Doutorado em 2003) – Centro ou Instituto de ????, Murdoch University, Perth, Western Australia, 2003.
- CIMINELLI, V. S. T. **Notas de aula de introdução ao processamento aquoso**. Departamento de Engenharia metalúrgica e de materiais, Escola de Engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2002.

CLEMENT, A.; SOUZA, A. **Decisões financeiras e análise de investimentos**. São Paulo: Atlas, 1999.

COKER, K. A. **Ludwig's applied process design for chemical and petrochemical plants**. s.l.: Gulf Professional Publishing, 1997. (vol. I, II, III).

COLE, W.; NAVARRETE, P. F. **Planning, estimating and control of chemical construction projects**. s.l.: CRC, 2001.

COLLIER, C. A.; GLAGOLA C. R. **Engineering economic and cost analysis**. s.l.: Pearson Prentice Hall, 1999.

CUSHMAN, R. F.; LOULAKIS, M. **Design-build contracting handbook**. New York: Aspen Publishers, 2001.

CUTLIP, M. B.; SHACHAM, M. **Problem solving in chemical engineering with numerical methods**. s.l.: Prentice Hall, 2000.

DE JESUS, I. M. et. al. Avaliação dos impactos ambientais no rio Murucupi em decorrência do transbordo de efluentes de uma bacia de resíduos sólidos no município de Barcarena-Pará. In: CONGRESSO DA ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE QUÍMICA, 2004, Fortaleza. **Anais...** Fortaleza: s.n., 2004.

DE SOUSA, G. M. P. **Avaliação do sistema de tratamento do chorume utilizado no aterro sanitário do Aurá**: proposta de utilização da lama vermelha como adsorvente da matéria orgânica presente no chorume. 2000. Tese (Mestrado em Química Industrial) – Departamento de Químico, Universidade Federal do Pará, Belém, 2000.

DE SOUZA, M. P. G. et al. Utilização de lama vermelha como adsorventes da matéria orgânica presente no chorume (aterro sanitário do Aura, Belém – Pará). In: CONGRESSO BRASILEIRO DE ENGENHARIA QUÍMICA, 13., s.l. **Anais...** s.l.: s.n., 2001.

DEGER, U.; MUSTAFA, G. Dissolution kinetics of iron and aluminum from red mud in sulfuric acid solution. **Indian Journal of Chemical Technology**, s.l., v. 14, n. 3, p. 263-268, 2007.

DEPARTAMENTO DE PRODUÇÃO DE PRODUÇÃO MINERAL. Disponível em: [www.dnpm.gov.br/dnpm](http://www.dnpm.gov.br/dnpm). Acesso em: 23 maio 2013.

ELVERS, B. **Ullmann's encyclopedia of industrial chemistry**. s.l.: Wiley-VCH, 1998.

ESCHENBACH, T. G. **Engineering economy: applying theory to practice**. New York: Oxford University Press, 2010.

EUZEN, J. P.; TRAMBOUZE, P.; WAUQUIER, J. P. **Scale-up methodology for chemical procees**. s.l.: Editons Technip, 1993.

FABRYCKY, W. J.; THUESEN, G. J.; VERMA, D. **Economic decision analysis**. s.l.: Pearson Prentice Hall, 1998.

FERNANDEZ, B. **Contamination of water resources by the bauxite/alumina operations in Jamaica**. Disponível em:

[www.aguaboliwia.org/situacionaguax/iiencaguas/contenido/trabajos\\_verde/r-111.htm](http://www.aguaboliwia.org/situacionaguax/iiencaguas/contenido/trabajos_verde/r-111.htm). Acesso em: 25 set. 2005.

FILHO, N. C. **Análise de investimentos**. São Paulo: Atlas, 2000.

FLETT, D. S. Solvent extraction in hydrometallurgy: the role of organophosphorus extractants. **The Journal of Organic Chemistry**, s.l., v. 690, p. 2426-2438, 2005.

FLORES, S. M. P.; NEVES, R. F. Alumina para utilização cerâmica, obtida a partir do rejeito de beneficiamento de caulim. **Cerâmica**, s.l., v. 43, p. 283-284, 1997.

FRASER, N. M. et al. **Engineering economics in Canada**. s.l.: Pearson Prentice Hall, 2006.

GÓIS, C. C.; LIMA, R. M. F.; MELO, A. C. Sedimentação de resíduo bayer utilizando floculantes hidroxamatos e poliacrilamida. **Revista Escola De Minas**, Ouro Preto, Minas Gerais, v. 56, n. 2, p. 119-122, abril/junho, 2003.

GOMEZ, L. A. **Excel para engenheiros**. s.l.: Visual Books, 2009.

GOMIDE, R. **Estequiometria industrial**. s.l.: s.n., 1984.

GOMIDE, R. **Operações unitárias**. s.l.: s.n., 1992.

GUAN, Y. C.; HAN, K. N. The leaching kinetics of chalcopyrite (Cufes<sub>2</sub>) in ammonium iodide solutions with iodine. **Metallurgical And Materials Transactions B**, s.l., v. 28, p. 979-1000, 1997.

GUISE, L., CASTRO, F. Purification of sulphuric acid solutions from the leaching of nickelliferous laterites. **Acta MetallurgicaSlovaca**. (1998). Disponível em: <[Http://Repositorium.Sdum.Uminho.Pt/Handle/1822/1537](http://Repositorium.Sdum.Uminho.Pt/Handle/1822/1537)>. Acesso em: 12 nov. 2005.

GUPTA, C. K.; MUKHERJEE, T. K. **Hydrometallurgy in extraction process**. s.l.: Crc Press, 1990.

HABASHI, F. **A short history of hydrometallurgy. hydrometallurgy**. s.l.: s.n., 2005.

HABASHI, F. **Principles of extractive metallurgy**. New York: Gordon And Breach, 1980. (vol. 1 – General Principles).

HALIKIA, I. Parameters influencing kinetics of nickel extraction from a greek laterite during leaching with sulphuric acid at atmospheric pressure. **Mining Technology**, s.l., v. 100, p. C154-C164, 1991.

HARTMAN, J. C. **Engineering economy and the decision making process**. s.l.: Pearson Prentice Hall, 2007.

HIMMELBLAU, D. M. **Princípios básicos de engenharia química**. s.l.: Guanabara, 1996.

HIND, R. A.; BHARGAVA, S. K.; GROCCOTT, S. C. The surface chemistry of Bayer process solids: a review. **Colloids and surfaces a physicochemical and engineering aspects**, s.l., n. 146, p. 359-374, 1999.

HOLEY, W. **Pilot plants and scale-up of chemical process**. s.l.: Royal Society of Chemistry,

2000.

HUHEEY, J. E. **Inorganic chemistry: principles of structure and reactivity.** s.l.: Chapman & Hall, 1997.

KIM, H. I.; PARK, K. H.; MISHRA, D. Sulfuric acid baking and leaching of spent Co-Mo/Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> catalysts. **J. Hazard. Mater.**, s.l., v. 166, n. 2-3, p. 1540-1544, 2009.

LANAGAN, M. D. **The solvent extraction behaviour of chromium with Bis(2,4,4-Trimethylpentyl) Phosphinic Acid (Cyanex® 272).** 2002. 178 p. Tese (Doutorado em Química) - Department Of Minerals Engineering And Extractive Metallurgy, Western Australian School Of Mines, Belém, 2002.

LEE, J. D. **Concise inorganic chemistry.** s.l.: Chapman & Hall, 1996.

LEVENSPIEL, O. **Chemical reaction engineering.** s.l.: Wiley, 2000.

LEVY, S. M. **Build, operate, transfer: paving the way for tomorrow's infrastructure.** New York: John Wiley & Sons, 1996.

LI, L. Y. A study of iron mineral transformation to reduce red mud tailings. **Waste Management**, n. 21, p. 525-534, 2001.

MERCURY, J. M. R et al. Estudo do comportamento térmico e propriedades físico-mecânicas da lama vermelha. **Matéria**, s.l., v. 15, n. 3, p. 445-460, 2010.

MIESSIER, G. **Inorganic chemistry.** s.l.: Prentice Hall, 1998.

MOSKALYK, R. R.; ALFANTAZI, A. M. Nickel laterite processing and electrowinning practice. **Minerals engineering**, s.l., v. 15, p. 593-605, 2002.

NEWNAN, D. G.; LAVELLE, J. P.; ESCHENBACH, T. G. **Engineering economic analysis.** New York: Oxford University Press, 2009.

NUNN, R. F. **Advances in red mud dewatering and disposal technologies.** s.l.: The Minerals, Metals & Materials Society, 1998.

NYVLT, J.; HOSTOMSKY, J.; GIULIETTI, M. **Cristalização.** São Carlos: EditoraUFSCar, 2001.

OCEBERG, N. C. R. Red mud and sands handling-new thoughts on an old problem. In: HALE, W. (Ed.). **Light metals.** s.l.: Tms: Anaheim, 1996. p. 67-74.

OSTWALD, P. F. **Construction cost analysis and estimating.** s.l.: Pearson Prentice Hall, 2001.

OSTWALD, P. F.; MCLAREN, T. S. **Cost analysis and estimating for engineering and management, pearson prentice hall.** s.l.: Upper Saddle River, 2003.

OTHMER, K. **Kirk Othmer encyclopedia of chemical technology, nickel and nickel alloys.** s.l.: Wiley, 1997.

PARAMGURU, R. K; RATH, P. C.; MISRA, V. N. Trends in red mud utilization: a review,

- miner. **Process. Extr. Metall. Rev.:** An International Journal, s.l., v. 26, n. 1, p. 1-29, 2005.
- PARK, C. S. **Contemporary engineering economics.** s.l.: Pearson Prentice Hall, 2011.
- PARK, C. S. **Fundamentals of engineering economics.** s.l.: Pearson Prentice Hall, 2008.
- PEURIFOY, R. L.; OBERLENDER, G. D. **Estimating construction costs.** New York: McGraw-Hill, 2002.
- REED, C. E.; MICKLEY, H. S. **Applied mathematics in chemical engineering.** s.l.: McGraw-Hill, 1957.
- RICHARDSON, J. F.; COULSON, J. M. **Chemical engineering.** s.l.: Wiley, 2000.
- RIGGS, J. L.; BEDWORTH, D. D.; RANDHAWA, S. U. **Engineering economics.** New York: McGraw-Hill, 1996.
- RODRIGUEZ, M. **Fenton And Uv-Vis based advanced oxidation processes in wastewater treatment: degradation, mineralization and biodegradability enhancement.** 2003. Tese (Doutorado em Química) – Facultat de Químicas, Universitat de Barcelona, Barcelona, 2003.
- RONDON, J. R. **Soda cáustica vaza e atinge rio em SP.** Disponível em: <http://www.folha.com.br/noticia>. Acesso em: julho 2004.
- ROY, E. B.; BARROS NETO, B. **Como fazer experimentos.** Campinas: UNICAMP, 2001.
- SANDLER, S. I. **Chemical and engineering thermodynamics.** s.l.: Wiley, 1989.
- SAYAN, E.; BAYRAMOGLU, M. Statistical modeling of sulfuric acid leaching of  $TiO_2, Fe_2O_3$  And  $Al_2O_3$  from red mud. **Process Saf. Environ. Prot.**, s.l., v. 79, n. 5, p. 291-296, 2001.
- SEADER, J. D.; HENLEY, J. E. **Separation process principles.** s.l.: Wiley, 1998.
- SHERWOOD, T. K. **Projetos de processos na indústria química.** s.l.: Blucher, 1985.
- SILVA FILHO, E. B. et al. Tratamento de efluentes têxteis por adsorção em lama vermelha. In: CONGRESSO BRASILEIRO DE ENGENHARIA SANITÁRIA E AMBIENTAL, 23., 2005, Campo Grande, Mato Grosso, Brasil. **Anais...** Campo Grande: s.n., 2005.
- SILVA FILHO, E. B.; ALVES, M. C. M.; DA MOTTA, M. Lama vermelha da indústria de beneficiamento de alumina, disposição e aplicações alternativas. **Matéria**, s.l., v. 12, n. 2, p. 322-338, 2007.
- SIST, S.; DEMOPOULOS, G. P. Nickel hydroxide precipitation from aqueous sulfate media. **Journal of Metal (JOM)**, s.l., p. 42-46, 2003.
- SMITH, J. M. **Chemical engineering kinetics.** s.l.: McGraw-Hill, 1988.
- STEWART, R. D.; WYSKIDA, R. M.; JOHANNES, J. D. **Cost estimator's reference manual.** New York: John Wiley & Sons, 1995.
- SUJANA, M. G. et al. **Effect of calcination and physicochemical proprieties of red mud,**

**light metals, proceedings of the light metals conference.** California: Anaheim, 1996.

SULLIVAN, W. G.; WICKS, E. M.; KOELLING, C. P. **Engineering economy.** s.l.: Pearson Prentice Hall, 2011.

THRING, M. W.; JOHNSTONE, R. E. **Pilot plants, models, and scale up methods in chemical engineering.** New York: McGraw Hill, 1957.

THUESEN, G. J.; FABRYCKY W. J.; **Engineering economy.** s.l.: Pearson Prentice Hall, 2001.

TIMMERHAUS, K.; PETERS, M.; WEST, R. E. **Plant design and economics for chemical engineers.** s.l.: McGraw-Hill, 1991.

VICK, S. G. **Planning, design and analysis of tailings dams.** s.l.: s.n., 1983.

WALAS, M. S. **Phase equilibria in chemical engineering.** s.l.: Butterworth Heinemann, 1985.

WHITE, J. A.; CASE, K. E.; PRATT, D. B. **Principles of engineering economic analysis.** New York: John Wiley & Sons, 2010.

XU, Y. B. et al. Crystallization conditions of ammonium aluminum sulfate from acid leachate of the ash containing vanadium. **Chin. J. Proc. Eng.**, s.l., v. 9, n. 5, p. 931-938, 2009.

ZIMMWER, E.; NAFISSI, A.; WINKHAUS, G. **Reclamation treatment of red mud.** Us Patent-4119698:, 1978.

## Balço de massa e energia proposta completa

## A) Tratamento Térmico

B.C 1tonelada de lama vermelha com 10% de umidade após dewatering

$$\text{mentred} := 1\text{tonne} \quad \text{mentar} := \text{mentred} \cdot 7 \quad \text{mentar} = 7 \cdot \text{tonne}$$

$$\text{msaidred} := (\text{mentred} \cdot 0.9) \cdot 0.87 \quad \text{além da umidade há uma perda de 13\% pós calc}$$

$$Y_{\text{ent}} := 0.015 \quad (\text{umidade absoluta})$$

$$\text{aguaevap} := \text{mentred} - \text{msaidred} \quad \text{aguaevap} = 217\text{kg}$$

$$\text{aguaentr} := \frac{(\text{mentar} \cdot Y_{\text{ent}})}{(1 - Y_{\text{ent}})} \quad \text{aguaentr} = 106.599\text{kg}$$

$$\text{marseco} := \text{mentar} - \text{aguaentr} \quad \text{marseco} = 6.893 \times 10^3 \text{kg}$$

$$Y_{\text{sai}} := \frac{(\text{aguaevap} + \text{aguaentr})}{\text{marseco}} \quad Y_{\text{sai}} = 0.047 \quad \text{msaiar} := \text{mentar} + \text{aguaevap}$$

$$\text{msaiar} = 7.217 \cdot \text{tonne}$$

Cálculo da temperatura de saída de ar Considerando que o ar entra a 900 celsius

$$\underline{\underline{A}} := \text{mentar} \cdot [(0.24 + 0.46 \cdot Y_{\text{ent}}) \cdot 900 + 597.2 \cdot Y_{\text{ent}}] \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}} + \text{mentred} \cdot 30 \cdot 0.4 \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}$$

$$A = 1.63 \times 10^6 \cdot \text{kcal} \quad B := (\text{msaidred}) 600 \cdot 0.3 \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}$$

$$B = 1.409 \times 10^5 \cdot \text{kcal} \quad \underline{\underline{C}} := A - B \quad C = 1.489 \times 10^6 \cdot \text{kcal}$$

$$D := \frac{C}{\text{msaiar}} \quad D = 206.351 \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}$$

$$E := \frac{\left( D - 597.2 \cdot Y_{\text{sai}} \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}} \right)}{(0.24 + 0.46 \cdot Y_{\text{sai}}) \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}} \quad E = 681.654 \quad \text{Celsius}$$

$$\underline{\underline{G}} := \text{mentar} \cdot [(0.24 + 0.46 \cdot Y_{\text{ent}}) \cdot 900 + 597.2 \cdot Y_{\text{ent}}] \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}} - \text{mentar} \cdot [(0.24 + 0.46 \cdot Y_{\text{ent}}) \cdot 30 + 597.2 \cdot Y_{\text{ent}}] \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}$$

$$G = 1.504 \times 10^6 \cdot \text{kcal}$$

Considerando o óleo combustível com 9600 kcal/kg e perdas de calor de 70%

$$\frac{G}{W} = \frac{(G)}{0.7}$$

$$G = 2.148 \times 10^6 \cdot \text{kcal}$$

$$r := \frac{G}{9600 \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}} \quad r = 156.627 \text{ kg}$$

$$\Delta := \text{ms}$$

Então temos esta quantidade de óleo 900 kg de red mud seco

$$\frac{r}{W} = \frac{r}{0.9}$$

$$r = 174.03 \text{ kg}$$

para 1 ton de red mud seco

$$\Delta = 8.19'$$

## B) CALCINAÇÃO ÁCIDA

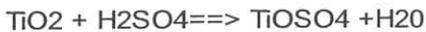
Reações



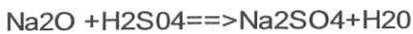
$$(102) \quad (294) \quad (342) \quad (54)$$



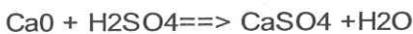
$$(159.7) \quad (294) \quad (399.7) \quad (54)$$



$$(95.9) \quad (98) \quad (175.9) \quad (18)$$



$$(62) \quad (98) \quad (142) \quad (18)$$



$$(56) \quad (98) \quad (136) \quad (18)$$

Analises (Dados de entrada %/BASE SECA)

$$\text{Al}_2\text{O}_3 := \frac{31.50}{0.87}$$

$$\text{CaO} := \frac{5.02}{0.87}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 := \frac{28.1}{0.87}$$

$$\text{Na}_2\text{O} := \frac{5.90}{0.87}$$

$$\text{TiO}_2 := \frac{3.08}{0.87}$$

$$\text{SiO}_2 := \frac{15.4}{0.87}$$

mataque := 870·kg

O que equivale a 1tonelada de red mud seco

$$\text{sulfutt} := (\text{mataque} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 0.01) \cdot \left( \frac{294}{102} \right) + (\text{mataque} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 0.01) \cdot \left( \frac{294}{159.7} \right) + \text{mataque} \cdot \text{TiO}_2 \cdot 0.01 \cdot \left( \frac{98}{95.9} \right) + \text{mataque}$$

$$\text{sulfutt} = 1.638 \times 10^3 \cdot \text{kg} \quad \text{sulfurico estequiometrico}$$

$$\text{sulfutt} = \frac{(\text{sulfutt} \cdot 1.3)}{1.3}$$

$$\text{sulfutt} = 1.638 \times 10^3 \cdot \text{kg}$$

$$\text{sulfutt} := \frac{\text{sulfuu}}{0.98} \quad \text{sulfuu} = 1.038 \times 10^3 \text{ kg}$$

$$\text{sulfvap} := \text{sulfutt} - \frac{\text{sulfutt}}{1.3} \quad \text{sulfvap} = 377.961 \text{ kg}$$

$$\text{aguaform} := (\text{mataque} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 0.01) \cdot \left(\frac{54}{102}\right) + (\text{mataque} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 0.01) \cdot \left(\frac{54}{159.7}\right) + \text{mataque} \cdot \text{TiO}_2 \cdot 0.01 \cdot \left(\frac{18}{95.9}\right) +$$

$$\text{aguaform} = 300.826 \text{ kg}$$

$$\text{sulfatosform} := (\text{mataque} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 0.01) \cdot \left(\frac{342}{102}\right) + (\text{mataque} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 0.01) \cdot \left(\frac{399.7}{159.7}\right) + \text{mataque} \cdot \text{TiO}_2 \cdot 0.01 \cdot \left(\frac{175.9}{95.9}\right)$$

$$\text{sulfatosform} = 2.073 \times 10^3 \text{ kg}$$

entalpias de formação

$$\text{nKmolAl}_2\text{SO}_4 := \frac{\left[ \left( \text{mataque} \cdot \frac{1}{\text{kg}} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 0.01 \right) \cdot \left( \frac{342}{102} \right) \right]}{342}$$

$$\text{nKmolAl}_2\text{SO}_4 = 3.088 \quad (\text{kmol})$$

$$\Delta h_1 := [-820.99 + 3 \cdot (-57.79) + 399.09 + 3 \cdot 193.69]$$

$$\Delta h_1 = -14.2 \quad \text{kcal/mol}$$

$$\Delta h_1 := \Delta h_1 \cdot \text{nKmolAl}_2\text{SO}_4 \cdot 1000 \quad \Delta h_1 := \Delta h_1 \cdot \text{kcal}$$

$$\Delta h_1 = -4.385 \times 10^4 \cdot \text{kcal}$$

$$\text{nKmolFe}_2\text{SO}_4 := \frac{\left[ \left( \text{mataque} \cdot \frac{1}{\text{kg}} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 0.01 \right) \cdot \left( \frac{339.7}{159.7} \right) \right]}{339.7}$$

$$\text{nKmolFe}_2\text{SO}_4 = 1.76 \quad (\text{kmol})$$

$$\Delta h_2 := [-221.3 + 3 \cdot (-57.79) + 198.5 + 3 \cdot 193.69]$$

$$\Delta h_2 = 384.9 \quad \text{kcal/mol}$$

$$\Delta h_2 := \Delta h_2 \cdot \text{nKmolFe}_2\text{SO}_4 \cdot 1000 \quad \Delta h_2 := \Delta h_2 \cdot \text{kcal}$$

$$\Delta h_2 = 6.773 \times 10^5 \cdot \text{kcal}$$

$$\Delta h_t := \Delta h_1 + \Delta h_2$$

$$\Delta h_t = 6.334 \times 10^5 \cdot \text{kcal} \quad \text{calor de reação}$$

$$h_{\text{sulfatos}} := 0.3 \cdot \text{sulfatos form} \cdot (300 - 18) \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}$$

$$h_{\text{sulfatos}} = 1.754 \times 10^5 \cdot \text{kcal}$$

$$h_{\text{H}_2\text{O}} := 885.1 \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}} \cdot \text{agua form} \quad (\text{tabelas de termodinâmica})$$

$$h_{\text{H}_2\text{O}} = 2.663 \times 10^5 \cdot \text{kcal}$$

$$h_{\text{H}_2\text{SO}_4} := 205 \cdot \frac{\text{BTU}}{\text{lb}} \cdot \text{sulf vap} \quad (\text{tabelas de termodinâmica})$$

$$h_{\text{H}_2\text{SO}_4} = 4.305 \times 10^4 \cdot \text{kcal}$$

$$h_p := h_{\text{H}_2\text{O}} + h_{\text{H}_2\text{SO}_4} + h_{\text{sulfatos}} \quad h_p = 4.847 \times 10^5 \cdot \text{kcal} \quad \text{entalpia dos produtos}$$

$$\Delta H := (h_p + \Delta h_t) \quad \Delta H = 1.118 \times 10^6 \cdot \text{kcal}$$

$$\frac{\Delta H_{\text{www}}}{\Delta H} := \frac{\Delta H}{0.8} \quad (\text{eficiencia de 80\%}) \quad \Delta H = 1.398 \times 10^6 \cdot \text{kcal}$$

$$r_1 := \frac{\Delta H}{9600 \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}} \quad r_1 = 145.583 \text{ kg} \quad \text{kg de oleo combustivel}$$

### C) LIXVIAÇÃO

$$M_{\text{H}_2\text{O}} := (\text{mataque} \cdot \text{SiO}_2 \cdot 0.01 + \text{sulfatos form}) \cdot 5 \quad \text{relação solido/liquido 1/5}$$

$$M_{\text{H}_2\text{O}} = 1.114 \times 10^4 \text{ kg} \quad \text{sulfatos form} = 2.073 \times 10^3 \text{ kg}$$

$$(M_{\text{H}_2\text{O}} + \text{sulfatos form}) \cdot 0.7 \cdot (80 - 25) = 5.085 \times 10^5 \text{ kcal}$$

### D) CRISTALIZAÇÃO SULFATO DE ALUMINIO AMONIACAL

$$(\text{NH}_4)\text{Al}(\text{SO}_4)_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O} \quad \text{FORMULA DO ALUM DE ALUMINIO}$$

$$M_{\text{ALUMAl}} := \frac{\text{mataque} \cdot (\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 0.01) \cdot 0.539}{0.06}$$

$$\text{MALUMA1} = 2.83 \times 10^3 \text{ kg} \quad \text{massa de alum de aluminio}$$

$$\text{NH3} := \frac{(\text{MALUMA1} \cdot 0.04)}{0.25} \quad \text{massa NH3 25 \% para cristaliza\c{c}ao}$$

$$\text{NH3} = 452.76 \text{ kg}$$

E) Precipita\c{c}o de TiO2

$$\text{TiO2} := 870 \cdot (\text{TiO2}) \cdot 0.01 = 30.8 \quad \text{KG}$$

F) Precipita\c{c}o de Fe2O3

$$\text{Fe2O3} := 870 \cdot (\text{Fe2O3}) \cdot 0.01 = 281 \quad \text{KG}$$

F) CRISTALIZA\c{C}O SULFATOS DE S\c{O}DIO

$$\text{Alsulf} := \text{mataque} \cdot \text{Al2O3} \cdot 0.01 \cdot \left( \frac{342}{102} \right)$$

$$\text{MH2OEVP} := \left[ (\text{mataque} \cdot \text{Al2O3} \cdot 0.01) \cdot \left( \frac{342}{102} \right) + \text{mataque} \cdot \text{Na2O} \cdot 0.01 \cdot \left( \frac{98}{62} \right) \right] \cdot 1.5$$

$$\text{MH2OEVP} = 1.724 \times 10^3 \text{ kg} \quad \text{MH2OCR} := \text{MH2OEVP} - \text{Alsulf} \cdot \frac{324}{342}$$

$$r5 := \frac{\text{MH2OCR} \cdot 539.6 \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}}{1.0}$$

1.0 corresponde ao simples efeito

$$r5 := \frac{r5}{9600 \cdot \frac{\text{kcal}}{\text{kg}}}$$

$$r5 = 40.67 \text{ kg}$$

G) CALCINA\c{C}O DO HIDR\c{O}XIDO DE TIT\c{A}NIO

$$\text{TiO2} = 30.8 \quad \text{KG}$$

$$r6 := (\text{TiO2} \cdot 0.3) \quad r6 = 9.24 \quad \text{kg}$$

H) CALCINAÇÃO DO HIDROXIDO DE FERRO

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 281 \quad \text{KG} \quad r7 := \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 0.3$$

$$r7 = 84.3 \quad \text{kg}$$

I) SULFATO DE SODIO

$$\text{Na}_2\text{SO}_4 := (\text{mataque} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 0.01) \cdot \left( \frac{399.7}{159.7} \right) + \text{mataque} \cdot \text{TiO}_2 \cdot 0.01 \cdot \left( \frac{175.9}{95.9} \right) + \text{mataque} \cdot \text{Na}_2\text{O} \cdot 0.01 \cdot \left( \frac{142}{62} \right) + \text{mataque} \cdot \text{C}$$

$$\text{Na}_2\text{SO}_4 = 6.867 \times 10^3 \text{ kg}$$

SULFATOS FORMADOS DESCONTADO  
SO4 DO ALUM DE AMONIA

$$\text{NaOH} := \text{Na}_2\text{SO}_4 \cdot \left( \frac{80}{142} \right)$$

$$\text{NaOH} = 3.869 \times 10^3 \text{ kg}$$

SODA 100% UTILIZADA

---

# Custos variaveis

## Anexo II

B. C PARA 1TON DE RED MUD(BASE SECA)

Energia termica	KCAL
Tratamento termico	2.148.000,00
Calcinção acida	1.398.000,00
Lixiviação	508.000,00
Cristalização dos sulfato de sodio	390.432,00
Calcinção dos sulfatos	897.984,00
	-
	-
<b>TOTAL</b>	<b>5.342.416,00</b>

### BALANÇO MASSA /ENERGIA

OLEO(KG)CONSUMIDO	556,50
GAS(M3) CONSUMIDO	559,19
SULFURICO 98% CONSUMIDO(ton)	1,638000
SODA 50% CONSUMIDA (ton)	7,738000
NH3 25 % CONSUMIDA (ton)	0,452000
PC DO OLEO(kcal/kg)	9.600,00
PC DO GAS(kj/m3)	40.000,00

### BALANÇO MASSA

SULFATO DE SODIO GERADO(ton)	6,87
ALUMEN DE ALUMINIO GERADO(ton)	2,83
OXIDO DE TITANIO GERADO(ton)	0,038
OXIDO DE FERRO GERADO(ton)	0,281
SILICA GERADA(TON)	0,154

### INSUMOS

PREÇO DO GAS(R\$/m3)	0,75
PREÇO DO SULFURICO(98%)(R\$/TON)	450
PREÇO DO SODA 50 %(R\$/TON)	750
PREÇO DA AMONIA 25%(R\$/TON)	600
CUSTO GAS(R\$)	419,39
CUSTO SULFURICO(R\$)	737,1
CUSTO SODA (R\$)	5803,5
CUSTO AMONIA(R\$)	271,20
<b>CUSTO TOTAL(R\$)</b>	<b>7.231,19</b>

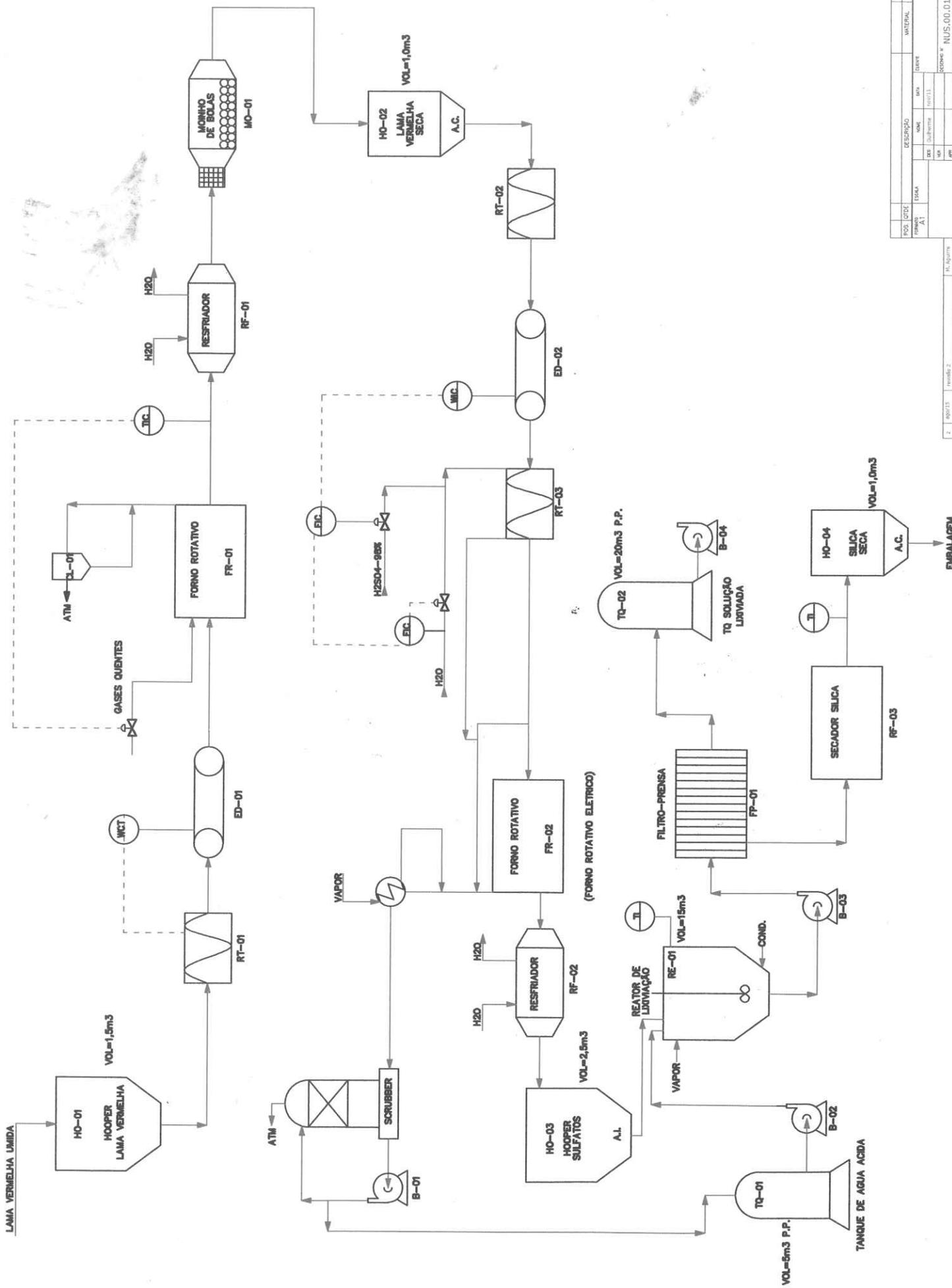
### Balanco geral(R\$)

- 1.076,39

### RECEITAS

PREÇO DE VENDA(SULFATO DE SODIO) R\$/TON	400
PREÇO DE VENDA(ALUMEN DE ALUMINIO) R\$/TON	700
PREÇO DE VENDA(OXIDO DE TITANIO) R4/TON	9000
PREÇO DE VENDA (OXIDO DE FERRO) R\$/TON	3000
PREÇO DE VENDA (SILICA)R\$/TON	200
RECEITA DE SULFATO DE SODIO R\$/TON	2748
RECEITA DE ALUMEN DE ALUMINIO R\$/TON	1981
RECEITA DE OXIDO DE TITANO R\$/TON	342
RECEITA DE OXIDO DE FERRO R\$/TON	843
RECEITA (SILICA)R\$	30,800
RECEITA(DISPOSIÇÃO DO RED MUD) R\$	210
<b>RECEITA TOTAL</b>	<b>6154,8</b>

os custos de materias primas foram fornecidas pelo EPA-Química



POS. OTDI	DESCRIPÇÃO	MATERIAL	QDS
1	NUMINUS		
2	PLANTA PILOTO RED MVO		

POS. OTDI	DESCRIPÇÃO	MATERIAL	QDS
1	NUMINUS		
2	PLANTA PILOTO RED MVO		

POS. OTDI	DESCRIPÇÃO	MATERIAL	QDS
1	NUMINUS		
2	PLANTA PILOTO RED MVO		

POS. OTDI	DESCRIPÇÃO	MATERIAL	QDS
1	NUMINUS		
2	PLANTA PILOTO RED MVO		

POS. OTDI	DESCRIPÇÃO	MATERIAL	QDS
1	NUMINUS		
2	PLANTA PILOTO RED MVO		

POS. OTDI	DESCRIPÇÃO	MATERIAL	QDS
1	NUMINUS		
2	PLANTA PILOTO RED MVO		

POS. OTDI	DESCRIPÇÃO	MATERIAL	QDS
1	NUMINUS		
2	PLANTA PILOTO RED MVO		

POS. OTDI	DESCRIPÇÃO	MATERIAL	QDS
1	NUMINUS		
2	PLANTA PILOTO RED MVO		